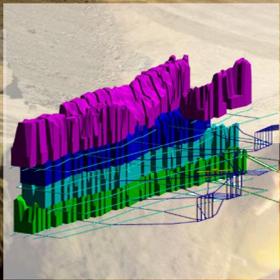
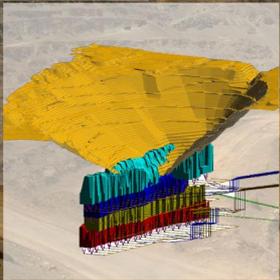




CODELCO CHILE

VICEPRESIDENCIA CORPORATIVA DE PROYECTOS



ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD
PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRANEA

PRINCIPALES DECISIONES

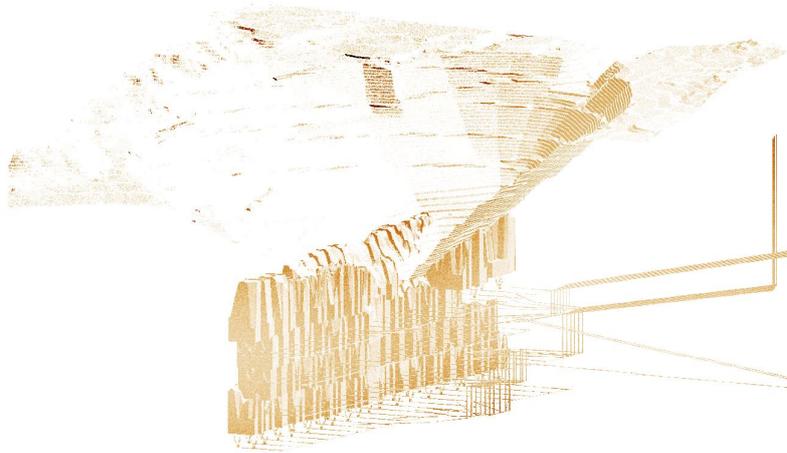


CODELCO CHILE
VICEPRESIDENCIA CORPORATIVA DE PROYECTOS

ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD

PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRANEA

PRINCIPALES DECISIONES



REV. P
Marzo 2009

MSC-ICO-SKMMIN-0000-GEN-INF-100

CONTENIDO

1. INTRODUCCIÓN	9
2. RESUMEN DEL PROYECTO	13
3. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO	21
4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	23
5. CONFIGURACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN	27
6. RECURSOS EXTRAÍBLES	37
7. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN	39
8. MANEJO DE MINERALES	41
9. INFRAESTRUCTURA PRINCIPAL Y SERVICIOS	65
10. VENTILACIÓN	77
11. ASPECTOS CLAVES DE GESTIÓN, OPERACIÓN Y RRHH	83
12. COMENTARIOS FINALES	97
13. ANEXO: LISTADO DE PRINCIPALES DOCUMENTOS DE RESPALDO	99

INDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1: UBICACIÓN MINA CHUQUICAMATA.....	9
FIGURA N° 2: VISTA E ISOMÉTRICA GENERAL	18
FIGURA N° 3: CARACTERIZACIÓN DEL YACIMIENTO.....	21
FIGURA N° 4: RECURSOS MINERALES DEL YACIMIENTO CHUQUICAMATA.....	22
FIGURA N° 5: EXPLOTACIÓN EN CONFIGURACIÓN PANEL CAVING	24
FIGURA N° 6: EXPLOTACIÓN EN CONFIGURACIÓN MACRO BLOQUES.....	24
FIGURA N° 7: NIVELES DE EXPLOTACIÓN	27
FIGURA N° 8: OPCIONES DE CONFIGURACIÓN GENERAL DE LA EXPLOTACIÓN	29
FIGURA N° 9: DISTRIBUCIÓN DE LAS OBRAS QUE CONFORMAN UN NIVEL DE EXPLOTACIÓN.....	31
FIGURA N° 10: DISEÑO DE SOCAVACIÓN	32
FIGURA N° 11: MALLA DE EXTRACCIÓN MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA	33
FIGURA N° 12: OPERACIONES PARA LA EXTRACCIÓN DEL MINERAL EN EL NIVEL DE PRODUCCIÓN .	34
FIGURA N° 13: ESQUEMA DEL SISTEMA DE TRASPASO	35
FIGURA N° 14: UNIDADES DE EXPLOTACIÓN	38
FIGURA N° 15: CHANCADO CENTRALIZADO CON TRANSPORTE CAMIÓN.....	46
FIGURA N° 16: CHANCADO CENTRALIZADO CON TRANSPORTE FERROCARRIL.....	46
FIGURA N° 17: CHANCADO DISTRIBUIDO	47
FIGURA N° 18: CHANCADO LOCAL	49
FIGURA N° 19: SECTOR PORTAL SURESTE	54
FIGURA N° 20: PERFIL ESQUEMÁTICO DEL SISTEMA DE MANEJO DE MATERIALES.....	57
FIGURA N° 21: SISTEMA DE TRASPASO GRAVITACIONAL	58
FIGURA N° 22: ESQUEMA TRASPASO/CHANCADO/TRANSPORTE INTERMEDIO	60
FIGURA N° 23: ESQUEMA TRASPASO/CHANCADO/TRANSPORTE INTERMEDIO	60
FIGURA N° 24: ESQUEMA TRASPASO/CHANCADO/TRANSPORTE INTERMEDIO/ACOPIO	62
FIGURA N° 25: POTENCIA MÁXIMA INSTALADA POR CORREA.....	63
FIGURA N° 26: ACOPIO EN SUPERFICIE Y CORREA OVERLAND	64
FIGURA N° 27: ACCESOS UBICADOS AL SURESTE DEL YACIMIENTO.....	67
FIGURA N° 28: CONEXIÓN TÚNEL PRINCIPAL CON NIVEL 1	68
FIGURA N° 29: TÚNELES DE ACCESOS A MINA	69
FIGURA N° 30: PLANTA DISPOSICIÓN CASA DE CAMBIO	71
FIGURA N° 31: PLANTA DISPOSICIÓN BARRIO CÍVICO EN SUPERFICIE.....	71
FIGURA N° 32: DISPOSICIÓN INFRAESTRUCTURA EN SUPERFICIE	72
FIGURA N° 33: ÁREA DE AIRE LIMPIO PARA PORTALES CIRCUITO INYECCIÓN PRINCIPAL.....	78
FIGURA N° 34: DISPOSICIÓN DE VENTILACIÓN PRINCIPAL (INYECCIÓN Y EXTRACCIÓN DE AIRE)....	79
FIGURA N° 35: REQUERIMIENTO DE VENTILACIÓN PRINCIPAL.....	80
FIGURA N° 36: ASPECTOS DE ANÁLISIS PARA DISEÑO DE TURNOS.....	87
FIGURA N° 37: ESQUEMA TURNO DE 8 HRS. DE ACUERDO A CRITERIOS PMCHS.....	91
FIGURA N° 38: ESQUEMA DE TURNOS DE 8 HRS. CON TRASLAPE	92
FIGURA N° 39: ESQUEMA TURNO DE 12 HRS. DE ACUERDO A CRITERIOS PMCHS	92
FIGURA N° 40: DIAGRAMA SISTEMAS DE TURNOS PMCHS	94

INDICE DE TABLAS

TABLA N° 1: ANÁLISIS DE OPCIONES DE CONFIGURACIÓN DE LA MINA	29
TABLA N° 2: RECURSOS EXTRAÍBLES	37
TABLA N° 3: ABANICO DE ESCENARIOS BASE DE SISTEMAS DE MANEJO DE MATERIALES.....	44
TABLA N° 4: INDICADORES ECONÓMICOS OPCIONES.....	66
TABLA N° 5: DISCRETIZACIÓN DE OPERACIONES PROPIO Y SERVICIOS DE TERCEROS	84
TABLA N° 6: HORAS OPERATIVAS EN DISTINTAS MINAS SUBTERRÁNEAS	86
TABLA N° 7: DATOS DE MONITOREO VIBRACIONES EN OPERACIÓN LHD.....	88
TABLA N° 8: TIEMPOS DE TRAYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA.....	91
TABLA N° 9: TIEMPOS OPERATIVOS PARA LAS DISTINTAS ALTERNATIVAS DE TURNOS.....	93
TABLA N° 10: DIFERENCIALES DE VAN SEGÚN SISTEMAS DE TURNO	94

1. INTRODUCCIÓN

El complejo minero asociado a la División Codelco Norte, está ubicado a 1.650 kilómetros al norte de la capital de Chile, cerca de 2.900 metros sobre el nivel del mar y cuenta con tres minas explotadas a rajo abierto, “Chuquicamata”, “Mina Sur” y “Radomiro Tomic”. Chuquicamata, comenzó sus operaciones el año 1910, aunque sus propiedades mineras eran conocidas desde hace siglos por culturas prehispánicas.



Figura N° 1: Ubicación Mina Chuquicamata



La producción comercial de Chuquicamata, Mina Sur y Radomiro Tomic está compuesta fundamentalmente por cátodos electrorefinados y electroobtenidos con una pureza de 99,99 por ciento, concentrados de molibdenita, trióxido de molibdeno y barras anódicos.

El plan de negocio asociado a Chuquicamata considera un cambio desde una explotación a rajo abierto a una subterránea, debido al término de la vida económica del primer método hacia fines de la próxima década. La exploración geológica que la Corporación ha realizado, muestra que existe una gran cantidad de recursos remanentes bajo los futuros taludes finales del rajo y en profundidad, los que no pueden ser explotados de manera económica vía Rajo Abierto.

Esta cantidad de recursos remanentes, abre la posibilidad de realizar un tipo de explotación diferente, que mantenga de manera rentable el giro del negocio. Para esto, la División comenzó a estudiar hace algunos años, la viabilidad técnica y el potencial económico de una explotación de estos recursos considerando una minería subterránea,

generando con esto uno de los proyectos estructurales que permitiría sustentar un Plan de Negocios por 50 años aproximadamente, una vez iniciada la operación de dicha mina subterránea.

Los estudios realizados a la fecha por la Corporación, muestran que el Rajo Abierto de Chuquicamata agota sus reservas en el entorno del año 2018, producto de la disminución natural de las leyes medias de cobre del mineral; el aumento de las distancias de transporte; la gran cantidad de lastre que debe removerse para extraer una tonelada de mineral y el creciente riesgo geotécnico, debido al aumento de la profundidad del rajo.

La División Codelco Norte desarrolló entre los años 2001 y 2005, diversos análisis para configurar un estudio a nivel de ingeniería de perfil de la explotación, que permitiera visualizar el potencial económico de una eventual explotación subterránea y sus aspectos críticos. A partir de éstos, se establecieron análisis específicos y complementarios a la ingeniería de perfil, finalizados el año 2006, los que permitieron confirmar la viabilidad técnica y el potencial económico, producto de una explotación subterránea, dando paso consecuentemente, al desarrollo de una Ingeniería de Prefactibilidad para esta explotación, la que fue concluida durante el primer semestre del 2009.

El presente documento resume las principales decisiones tomadas durante el desarrollo del Estudio de Prefactibilidad, las que se recomienda desarrollar durante el estudio de Factibilidad a nivel de ingeniería básica.

El documento se inicia con un breve relato de la configuración de mina definida, para posteriormente, describir cómo fueron tomadas las principales decisiones que conforman los aspectos relevantes proyecto, desde el método y configuración de la explotación, pasando por el manejo de materiales, para culminar con el transporte principal, las obras de infraestructura subterránea, de superficie y los sistemas de turnos propuestos para la operación de la mina.

2. RESUMEN DEL PROYECTO

El Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS), contempla el emplazamiento de una mina subterránea masiva y su infraestructura correspondiente, para recuperar cerca de 1.700 millones de toneladas de mineral de una ley media de 0,71% Cu, 499 ppm de Mo y 460 ppm de As, durante un período de operación de 45 años aproximadamente, precedida por una fase de construcción y puesta en marcha de cerca de 10 años.

El cuerpo mineralizado está emplazado en rocas de mediana competencia, comparables con rocas del los sectores Inca Norte y Central Oeste de la División Salvador, asociando un ambiente de esfuerzos insitu entre 25 y 30 MPa para su esfuerzo principal mayor, comparable con los esfuerzos verificados en el Tercer Panel de la División Andina.

Los estudios realizados permiten concluir, que la fecha más temprana de inicio de la producción de la mina subterránea sería hacia fines del año 2018 con 4.000 t/día, con minerales producto de los desarrollos mina y el 2019 con minerales provenientes de hundimiento, seguidos por un ramp-up productivo hasta alcanzar su capacidad de diseño o régimen 9 años más tarde, con 140.000 t/día. Ésta cantidad de extracción por día es el máximo ritmo técnico sostenible, que incluye una capacidad de recuperación sobre éste



de 15 ktpd, es decir cerca de un 10%. Se ha demostrado que la maximización de la producción maximiza el beneficio económico de la explotación, considerando las altas inversiones necesarias de realizar, debido básicamente a la profundidad de los recursos estudiados.

La producción está precedida por una fase de construcción de 8 años, los que están fundamentalmente determinados por el desarrollo de largos túneles y piques, necesarios para accesos, facilidades de producción y ventilación.

La mina ha sido definida con el método de explotación llamado Hundimiento de Bloques (Block Caving), en una configuración de Macro Bloques, nombre que se deriva del tamaño de los bloques diseñados, los que varían entre 2,2 y 5,5 ha, superficie mayor si se compara con los mayores bloques explotados en nuestras minas en la década de los '80s, cercanos a 1,5 ha.

La explotación por Block Caving se diferencia de un Panel Caving sólo en su secuencia de preparación - hundimiento - producción. En el primer método, un bloque es desarrollado y hundido completamente antes de ser operado en régimen y a capacidad completa, mientras que un Panel éste es entregado a producción en la medida que se ha alcanzado el área mínima que permite la propagación espontánea del hundimiento en altura, por lo que coexisten operaciones de producción, hundimiento y preparación en forma simultánea.

El proyecto ha incorporado en el diseño minero la tecnología de pre-acondicionamiento mixto, es decir, fracturamiento hidráulico con detonación dinámica de explosivos, como una forma de favorecer la hundibilidad al inicio de la explotación, facilitar la propagación del hundimiento en altura, aumentando esta tasa y adicionalmente, aportando una mayor flexibilidad o cobertura al diseño respecto de la fragmentación esperada.

La mina se ha configurado con cuatro niveles de explotación, los que serán preparados y explotados en forma secuencial y descendente durante la vida útil. Éstos han sido

caracterizados referencialmente por las cotas de los respectivos niveles de hundimiento (msnm), que son: 1841 / 1625 / 1409 / 1193.

A su vez, el diseño de cada bloque asocia un layout del nivel de producción Tipo Teniente para operación de equipos LHD de 9yd³, con un esquema de hundimiento convencional (Andina y Salvador) en los dos niveles de explotación superiores y con hundimiento avanzado (El Teniente) en los dos más profundos.

El sistema de manejo de minerales aguas abajo del nivel de producción de cada bloque, está compuesto por un arreglo de piques de traspaso-tolvas, estaciones de chancado primario de mandíbulas y correas transportadoras, configuración que busca maximizar la continuidad de operaciones y reducir la cantidad de personal en estas operaciones.

Parte de esta configuración (Piques-Chancado) ha sido operada exitosamente en Salvador, en tres sectores diferentes de la mina.

El mineral es alimentado a cada chancador de mandíbula a una tasa promedio de 800 tph, siendo reducido a un tamaño máximo de 12", y es colectado en su descarga mediante correas transportadoras de diferentes capacidades que forman un arreglo intermedio, el que permite transportar el mineral hasta un sistema de Silos o Acopio Centralizado Subterráneo, que conforma la alimentación del transporte principal.

El transporte principal a superficie está compuesto por una correa de tres tramos subterráneos, que eleva más de 1.000 metros el mineral desde el Acopio Centralizado Subterráneo, ubicado a una cota de 1.534 m hasta la superficie, donde descarga en un acopio adyacente al portal del túnel correa. Desde este punto, se envía el



mineral a través de una correa Overland hacia la concentradora. El diseño contempla la posibilidad de instalar una derivación desde el acopio hacia la futura planta de Mina Ministro Hales (MMH). La capacidad máxima de la correa principal es sobre 9.000 tph, está instalada en un túnel de 7,5 m x 6,0 m y 15% de pendiente, con un largo total de 6.818 m y dos estaciones de transferencia entre los tramos.

El circuito de Ventilación Principal, que permite inyectar y extraer los grandes volúmenes de aire que demanda la mina en su conjunto (por medio de ventiladores de gran capacidad), considera la inyección principal mediante 7 rampas de 4.560 m de largo y sección 8,0 x 8,0 m desde un sector ubicado al Este del Botadero J1 y al Noreste de la Planta SBL, hasta el límite impuesto por los márgenes de seguridad en torno a las proyecciones de la envolvente de subsidencia total del proyecto. A partir de este punto, el diseño considera el arreglo escalonado de chimeneas y rampas para distribuir el aire a los niveles de ventilación secundaria de los diferentes niveles de explotación.

El Circuito ha sido diseñado para manejar una caudal máximo de 8,5 Millones de pies cúbicos por minuto (cfm), versus un requerimiento máximo de 6,5 Millones de cfm, con una potencia instalada total del circuito principal durante la operación en régimen de 14 MW aproximadamente. A modo de referencia, la mina El Teniente tiene una demanda de ventilación cercana a 7 Millones de cfm.

Respecto de la infraestructura, el proyecto contempla la construcción en interior mina de:

- | | |
|--|--|
| ✓ Dos barrios cívicos (norte y sur) | ✓ Polvorines en cada nivel |
| ✓ Bodegas | ✓ Plantas de hormigón y shotcrete |
| ✓ Talleres de mantención (norte y sur) | ✓ Plantas de tratamiento de aguas mina |
| ✓ Distribución de petróleo | |

Éstas, entre otras, son las instalaciones que han sido diseñadas para atender a la dotación total de la mina, propia y de empresas colaboradoras.

Así también, se considera la construcción de instalaciones de superficie, como:

- ✓ Carretera de acceso a portales
- ✓ Casas de cambio
- ✓ Bodega de materiales
- ✓ Patio de materiales de salvataje
- ✓ Oficinas administrativas
- ✓ Unidad de rescate mina
- ✓ Polvorín principal
- ✓ Estanques de combustibles
- ✓ Estanques de aguas
- ✓ Planta de aguas servidas
- ✓ Estación de combustible para vehículos menores
- ✓ Subestaciones eléctricas
- ✓ Policlínico
- ✓ Muestrera de control de producción y laboratorio
- ✓ Talleres de mantenimiento mayor
- ✓ Estación meteorológica
- ✓ Estacionamiento de buses
- ✓ Infraestructura de seguridad y protección industrial
- ✓ Infraestructura de control

Adicionalmente a esto, se considera la construcción de un campamento y un centro de capacitación para el personal.

Para el acceso principal a interior mina, se ha definido dos túneles paralelos, unidireccionales, de doble pista, con una sección útil de cada túnel de 7,5 m de ancho por 6,0 m de alto. El personal se transportará mediante buses, desde Calama hasta el Barrio Cívico del nivel de trabajo para la entrada del turno, y viceversa para el viaje de retorno, una vez finalizada la jornada. Mediante recorridos predefinidos, los buses pasarán por la casa de cambio, ubicada próxima al portal de acceso principal, para luego continuar hacia la Mina. En el barrio cívico de los distintos niveles de la mina, existirán andenes acondicionados para el personal.

Considerando la magnitud de las diferencias de cota que es necesario vencer para elevar el mineral desde los distintos niveles y la configuración del sistema de manejo de minerales intermedio por correas, el sistema eléctrico de la Mina Subterránea considera una potencia instalada de 160 MW, con una demanda máxima estimada de 140 MW. Para ello, se diseñó la alimentación eléctrica a partir de una subestación eléctrica denominada S/E Principal Mina Chuquicamata Subterránea, la que estará consecuentemente

alimentada mediante una línea de 220 kV, circuito simple de unos 6 km, desde la actual S/E Salar y otra línea de 220 kV, de unos 16 km, circuito simple, desde la S/E Radomiro Tomic. Una vista general en planta del área del proyecto y una isométrica general se muestra en las siguientes figuras.

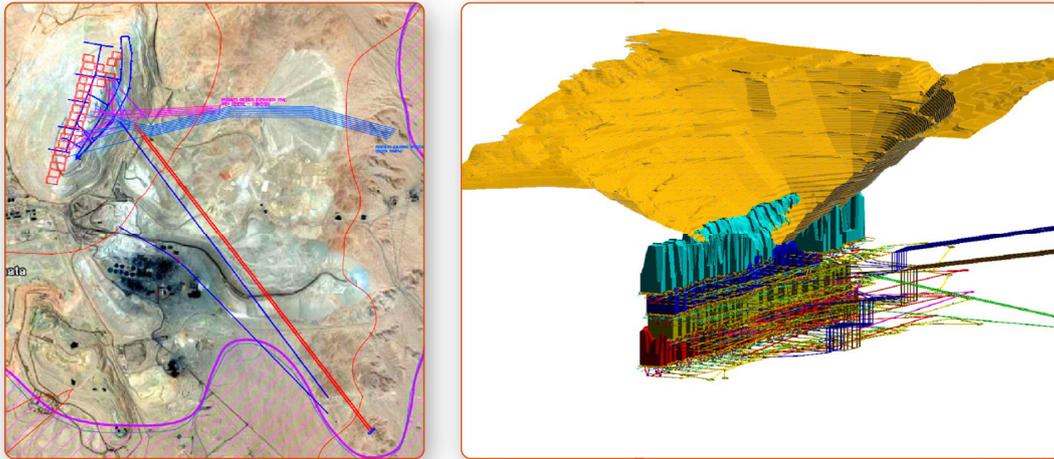


Figura N° 2: Vista e Isométrica General

Finalmente, en cuanto a los aspectos de Gestión, Operación y Recursos Humanos, el diseño minero ha considerado tecnologías que hasta el momento son calificadas como “Probadas”. Para este caso se ha rescatado aquellos aspectos de gestión, operación y manejo de recursos humanos que permiten perfeccionar factores como el uso de los activos, flexibilización de la gestión, calidad de trabajo de empleados dentro de la mina.

Según el escenario actual del país y debido también a la experiencia de la Corporación en explotación subterránea, se sugiere recuperar estratégicamente una capacidad mínima de desarrollo, que permita equilibrar las necesidades económicas, es decir, en lo posible los servicios serán prestados por agentes internos de la Corporación y se externalizarán a terceros los necesarios, lo que denominamos “discretización de operaciones propias y de terceros”. Es necesario hacer la salvedad de que este punto debe ser analizado con profundidad durante la Factibilidad del Proyecto.

En cuanto al sistema de turnos, se consideró este punto como un elemento crítico que influye en el rendimiento de la cadena productiva, por lo que el estudio del modelo idóneo a seguir consideró las variables económicas, de seguridad laboral, legales, rendimiento productivo, factores ambientales y salud ocupacional.

Luego del análisis de varias opciones, se determinó que la opción más eficiente es la que implica 4 turnos al día de 8 horas cada uno, con un traslape de horarios entre un turno y otro. En la práctica esto significa que un turno empieza antes que termine el anterior, obteniendo un total de 20 horas operativas sin requerir de ninguna práctica de trabajo especial para ello. Por otra parte, se determina que el régimen 4x2 asegura la protección de la salud de los trabajadores expuestos a maquinarias con vibraciones.

En síntesis, las decisiones presentadas en el documento conforman lo esencial en cuanto a los aspectos técnicos y económicos. El nivel de respaldo que tiene el estudio cumple con los requisitos de precisión de una Ingeniería Conceptual, lo que no excluye perfeccionamientos futuros en la siguiente etapa de Estudio de Factibilidad.

3. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO

Chuquicamata es un yacimiento de cobre diseminado que está delimitado al Oeste por una falla regional denominada Falla Oeste, presentando una secuencia de alteración de las rocas en el sentido Oeste-Este con una gran persistencia en la vertical. Esto se traduce en una fuerte intercalación de rocas más y menos competentes en el lado Oeste del yacimiento, diversidad que decae gradualmente hacia el lado Este, donde las rocas presentan características más uniformes. La presencia de mineralización es más intensa en las rocas con mayor alteración, con una gradación hacia el Este. La Figura N° 3 ilustra las características del yacimiento.

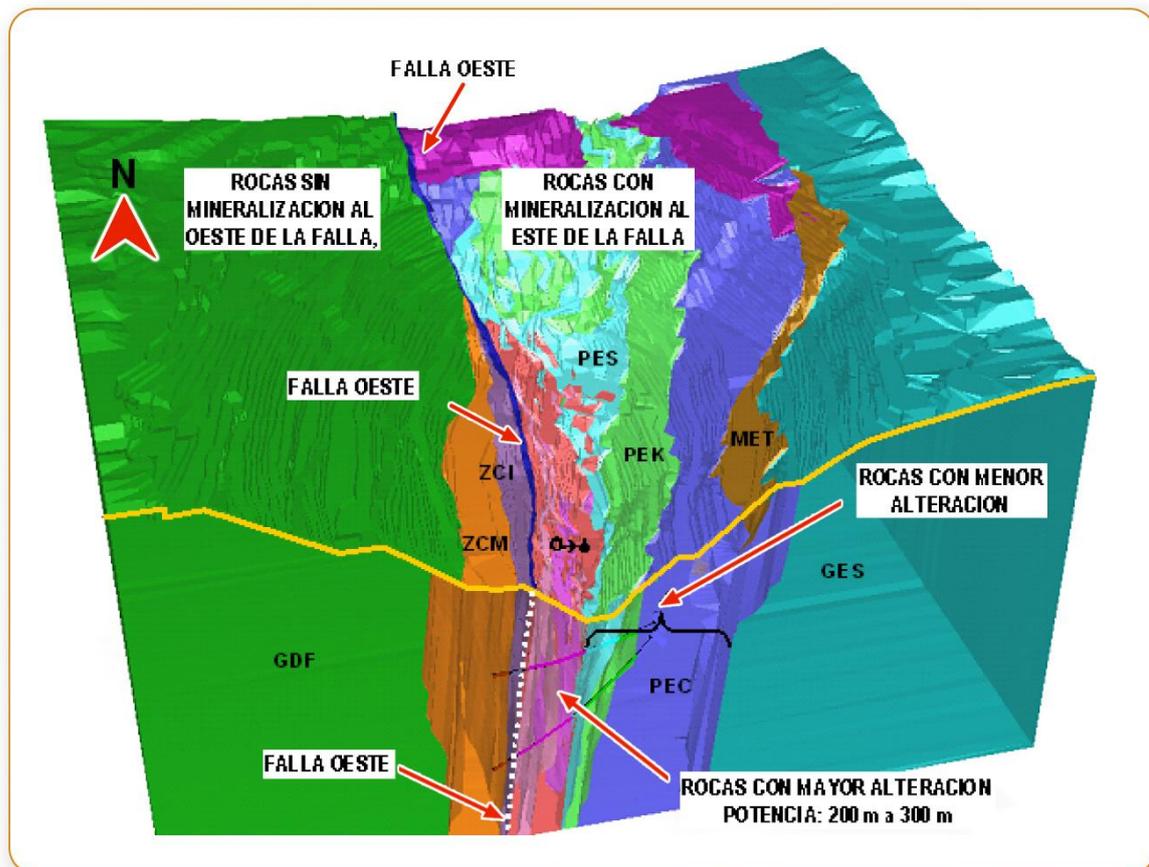


Figura N° 3: Caracterización del Yacimiento

La caracterización geotécnica del yacimiento muestra un campo de esfuerzos insitu con una componente vertical de 20 MPa y una componente horizontal de 25 MPa aproximadamente. Estos valores son significativamente inferiores a los que se registran en los distintos sectores de la mina El Teniente y comparables a los registrados en el Sector Inca de la División Salvador y al Tercer Panel de la División Andina.

La condición del macizo rocoso está caracterizada como un conjunto de rocas medianamente competentes con indicadores de frecuencia de fracturas (FF) entre 2 y 4 fracturas por metro e indicadores de calidad del macizo rocoso RMR (Rock Mass Rating) entre 40 y 55 (en una escala de 100). Estos valores son menores que los de las actuales minas de El Teniente y Andina, en donde las rocas tienen índices entre 50 y 70 y levemente inferiores a los que se verifican en Salvador, entre 45 y 60.

Los recursos minerales emplazados en profundidad están reconocidos hasta la elevación 1.200 msnm, es decir, aproximadamente 900 m más abajo del actual fondo de la mina Rajo Abierto y 750 m bajo el fondo del pit final de Chuquicamata, conteniendo unos 4.100 millones de toneladas de recursos remanentes a este pit final. La Figura N° 4 ilustra el tamaño y distribución de los recursos minerales del yacimiento Chuquicamata.

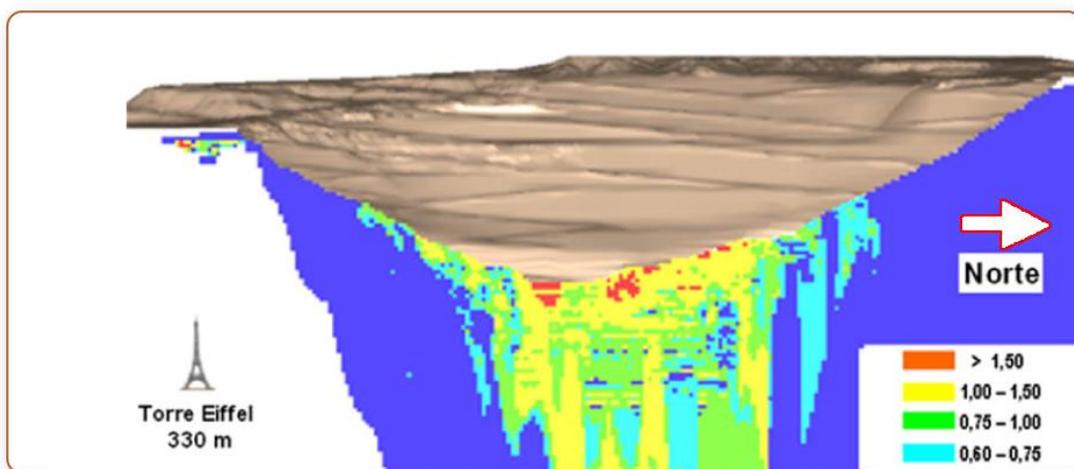


Figura N° 4: Recursos Minerales del Yacimiento Chuquicamata

4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La explotación se desarrollará aplicando el método de hundimiento por bloques, en configuración Macro Bloques. Este método masivo ofrece ventajas en costos y capacidades de producción, con una buena adaptación a las condiciones geotécnicas presentes. Como contraparte, se sacrifican capacidades de selectividad de los minerales, incorporando mayor volumen de dilución en la producción, si se le compara con otros métodos selectivos de minería subterránea.

La selección del método de explotación consideró en etapas tempranas de ingeniería, el análisis de métodos medianamente masivos como:

- ✓ Realce por sub niveles (sub level stoping)
- ✓ Hundimiento por sub niveles (sub level caving)

Y otros masivos como:

- ✓ Hundimiento por paneles (panel caving)
- ✓ Hundimiento por bloques (block caving)

Los dos primeros fueron descartados por sus altos costos y consecuentemente bajo nivel de reservas generadas, quedando en carrera para la fase de Prefactibilidad sólo los métodos masivos debido a que ofrecen condiciones de costos y capacidades de producción que permiten configurar una explotación económica.

En síntesis, durante la Ingeniería Conceptual o fase de Prefactibilidad, el análisis se focalizó en definir la configuración de explotación sobre la base del análisis de métodos por Hundimiento de Bloques y Hundimiento por Paneles con equipos LHD. El hundimiento por bloques, por sobre los paneles fue preferible, debido a que:

- ✓ Otorga una mayor flexibilidad en la planificación de la producción, de los desarrollos y de las diferentes operaciones.
- ✓ Favorece la segmentación geográfica de las operaciones, la geometría del cuerpo mineralizado, la definición de una configuración modular, lo que permite incorporar cambios tecnológicos con una mayor flexibilidad.

En la Figura N° 5 y Figura N° 6 se puede apreciar en forma esquemática las similitudes y diferencias entre ambos métodos.

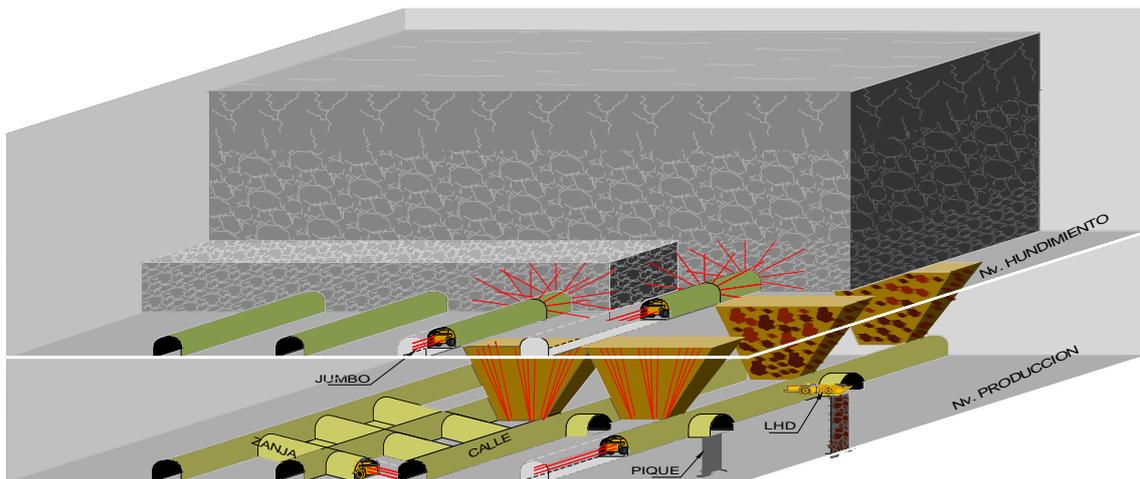


Figura N° 5: Explotación en configuración Panel Caving

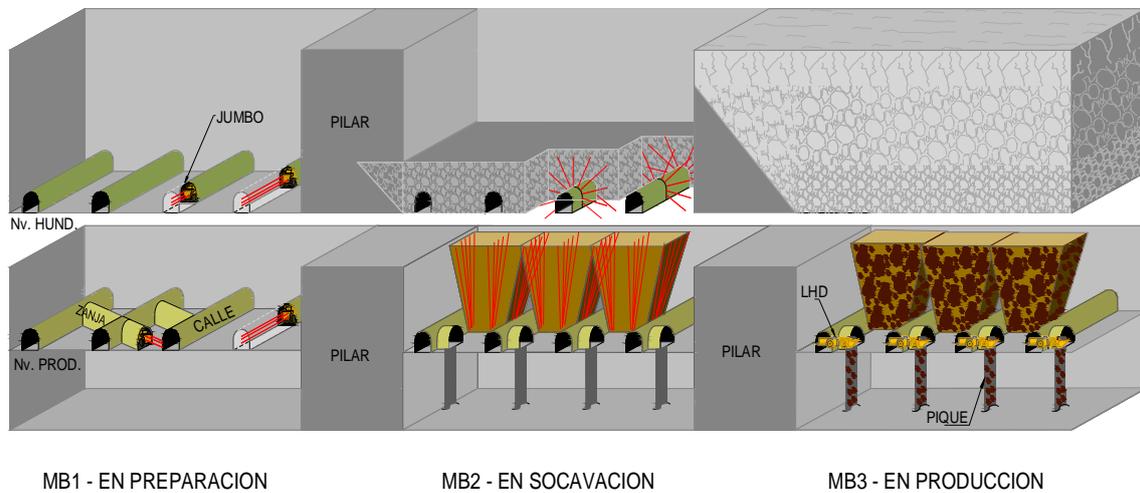


Figura N° 6: Explotación en configuración Macro Bloques

Las operaciones unitarias que se ejecuta en ambas configuraciones son las mismas, sin embargo se distribuyen de distinta forma en el área de explotación: mientras en el hundimiento por paneles las operaciones de extracción, socavación y preparación coexisten en un sector de la faena, en el hundimiento por bloques la extracción

comienza después de completar la socavación total del bloque y esta última comienza luego de concluidas las faenas de preparación.

Algunas de las oportunidades que el hundimiento por bloques ofrece a la explotación de Chuquicamata son:

- ✓ La posibilidad de concentrar actividades similares en áreas limitadas,
- ✓ Entregar a producción áreas no expuestas a interferencias de las faenas de socavación y preparación,
- ✓ Flexibilidad para adaptar la operación frente a contingencias como colapsos u otros,
- ✓ Permite incorporar cambios de diseño desde un block a otro (p.ej. Aplicación de nuevas tecnologías).

Como contraparte, la implementación de un hundimiento por bloques requiere anticipar obras respecto de una operación con Panel, ya que la activación de área se realiza por bloques completos y no de manera continua como en un Panel.

Adicionalmente a los aspectos mencionados en el párrafo anterior, se estima que la exposición del talud Oeste a la subsidencia durante la fase inicial de la explotación, tendría una condición de mayor control bajo una configuración de Bloques, debido a la mayor flexibilidad que es posible alcanzar con la política de tiraje o extracción bajo esta configuración.

5. CONFIGURACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN

El proyecto minero está formulado a partir de cuatro niveles de explotación, caracterizados por las cotas de los respectivos niveles de hundimiento en las elevaciones 1.841 m, 1.625 m, 1.409 m y 1.193 m, generando 216 m de altura de columna media de mineral in situ entre niveles.

El nivel de explotación superior (1.841) presenta columnas de mineral in situ que varían entre 100 m y 650 m, debido a la topografía resultante de la explotación Rajo Abierto, en consecuencia, las columnas de reservas extraíbles asociadas en este nivel varían entre 100 m y 400 m de altura, dejando mineral remanente que no se ha considerado en las cubicaciones ni en los planes de producción. La extensión del área explotable es de unos 2.500 m en el eje Norte-Sur y 250 m en promedio en el eje Este-Oeste. La Figura N° 7 muestra la localización de los niveles de explotación seleccionados.

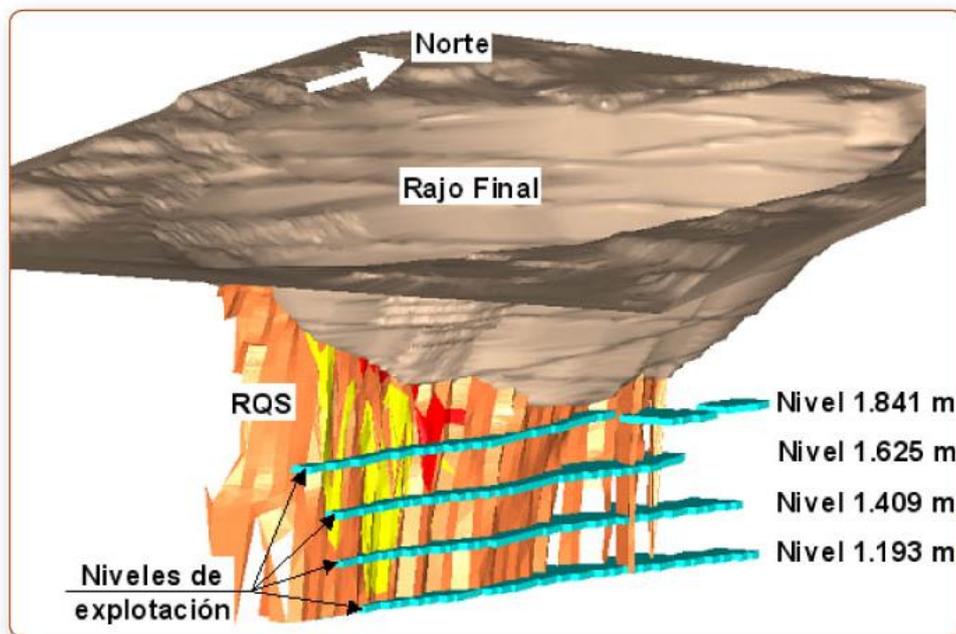


Figura N° 7: Niveles de explotación

La macrosecuencia de explotación del cuerpo, se inicia en el nivel superior y secuencialmente avanza en profundidad a los niveles siguientes. Cada nivel alcanzará su

régimen de producción estipulado, sin embargo, habrá períodos de transición en que la producción de 2 niveles deberá coexistir debido al agotamiento del nivel superior y crecimiento de producción del nivel inferior.

Esta disposición de niveles de explotación, ofrece la mejor combinación económica en los planes de producción, generando la disponibilidad de área suficiente para absorber la subsidencia y mantener la capacidad de producción de régimen para un rango amplio de ritmos productivos (hasta 155 ktpd). Así también, ofrece la oportunidad de modificar en el futuro las envolventes de explotación predefinidas para cada bloque, por ejemplo, sobre la base de cambios en las condiciones de mercado que se verifiquen en un período determinado.

La selección de esta disposición en cuatro niveles de explotación, fue el resultado del análisis de distintas opciones, evaluando configuraciones de uno a cinco niveles. Los resultados en términos de reservas extraíbles, alturas de columna, estabilidad de ritmo productivo, perfiles de cobre fino y grado de reconocimiento de las reservas sustentan la opción seleccionada.

Cabe mencionar que la variable técnica de mayor relevancia, que marca esta definición, es el ángulo proyectado de subsidencia total entre niveles contiguos, el cual se ha estimado en 50° , a pesar que modelamientos y antecedentes de comportamiento de éste en otras faenas, sugeriría que pudiera ser mayor. Sin embargo no es posible asegurar con 100% de certeza cuál será dicho ángulo para valores por sobre el definido y sólo será posible medirlo una vez que la explotación haya avanzado algunos años. Asumir que el ángulo sea mayor, implica en la práctica, que con la configuración definida permite aumentar el ritmo máximo productivo de régimen.

La Figura N° 8 muestra en forma esquemática las opciones analizadas y los principales resultados se indican en la Tabla N° 1, en que se incluyen indicadores característicos de cada caso.

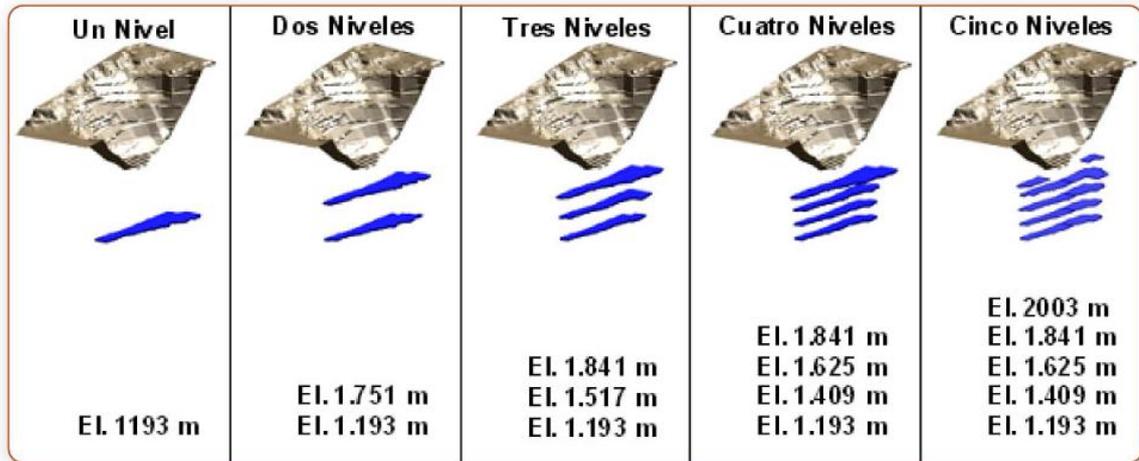


Figura N° 8: Opciones de configuración general de la Explotación

Tabla N° 1: Análisis de opciones de configuración de la Mina

	1 Nivel	2 Niveles	3 Niveles	4 Niveles	5 Niveles
ELEVACIONES (msnm)	1.193	1.193 1.751	1.193 1.517 1.841	1.193 1.409 1.625 1.841	1.193 1.409 1.625 1.841 2.003
ÁREA DE EXPLOTACIÓN (m ²)	1.093.600	1.948.400	2.442.000	2.201.000	2.306.000
RECURSOS EXTRAÍBLES (kt)	2.867.000	2.663.000	2.262.578	1.685.010	1.611.357
LEY MEDIA (% COBRE)	0,683	0,697	0,710	0,727	0,736
COLUMNA EXTRAÍBLE (m) (1)	1.010	530-600	360-360	290-250	270-250
PLAN PRODUCCIÓN (ktpd)	120	120	120	120	120
REGULARIDAD DEL PLAN (2)	SI	NO	NO	SI	SI
FINO TOTAL (kt)	19.590	17.804	16.072	12.258	11.851
FINO ACTUALIZADO (kt)	3.289	3.560	3.670	3.186	3.134

(1) Columna media total y columna media niveles inferiores.
 (2) La regularidad del plan se ve afectada por la interferencia de subsidencia entre niveles.

Las altas columnas extraíbles de las opciones de uno y dos niveles junto con el retraso en la explotación de los recursos de mayor valor hacen que se descarten estas opciones. La opción de tres niveles no permite configurar planes de producción con capacidad estable, debido a las interferencias de subsidencia que se generan entre niveles al profundizar la explotación. La opción de cinco niveles ofrece similares facilidades de planificación que la opción de cuatro niveles con menor cobre fino extraíble y un mayor costo.

La implementación del método de explotación por hundimiento de bloques se realiza en unidades de explotación que se ha denominado Macro Bloques, debido a que cada uno de ellos tiene una superficie mayor a la de máximos bloques explotados en la década de los '80s (15.000 m²). Los Macro Bloques tiene tamaños que varían entre 21.600 m² y 55.200 m², siendo su extensión en el sentido Norte-Sur de 120 m y variando con el ancho económico del yacimiento, en el sentido Este-Oeste.

Entre Macro Bloques se ha considerado dejar un pilar de 20 m para disminuir el efecto, habitualmente dañino, del frente de esfuerzos inducidos (abutment stress), por la influencia del hundimiento de un bloque hundido en producción sobre su vecino en preparación y para minimizar la interferencial operacional entre las operaciones del bloque en producción y su vecino en preparación. Será parte de los análisis de la Factibilidad definir en definitiva si este pilar se corta a nivel de hundimiento o no, sin embargo, en el estudio de Prefactibilidad se ha considerado todos los costos de preparación y hundimiento asociados a realizar esta operación.

En cuanto al diseño minero, éste se sustenta en la caracterización geotécnica del macizo rocoso establecida para el desarrollo de la Ingeniería Conceptual. El nivel principal para la operación del método es el de producción, donde se construyen las labores que definen la malla de extracción (dimensiones que caracterizan los espaciamientos entre puntos de producción o extracción).

Sobre el nivel de producción, 18m, se construye el nivel de hundimiento, donde se desarrolla las obras que permiten realizar las operaciones de socavación. Por debajo del

nivel de producción se emplazan las obras de los niveles de chancado, transporte y ventilación. La Figura N° 9 ilustra la distribución en la vertical de las obras asociadas a cada nivel de explotación.

Los aspectos más relevantes del diseño de explotación son: el diseño de socavación, la malla de extracción y el sistema de manejo de minerales. Éstos se complementan con los suministros y servicios para las operaciones de producción y preparación, por ejemplo, ventilación que requiere de obras especiales, energía, agua, drenaje y otros que utilizan generalmente las obras existentes para la instalación de las canalizaciones respectivas.

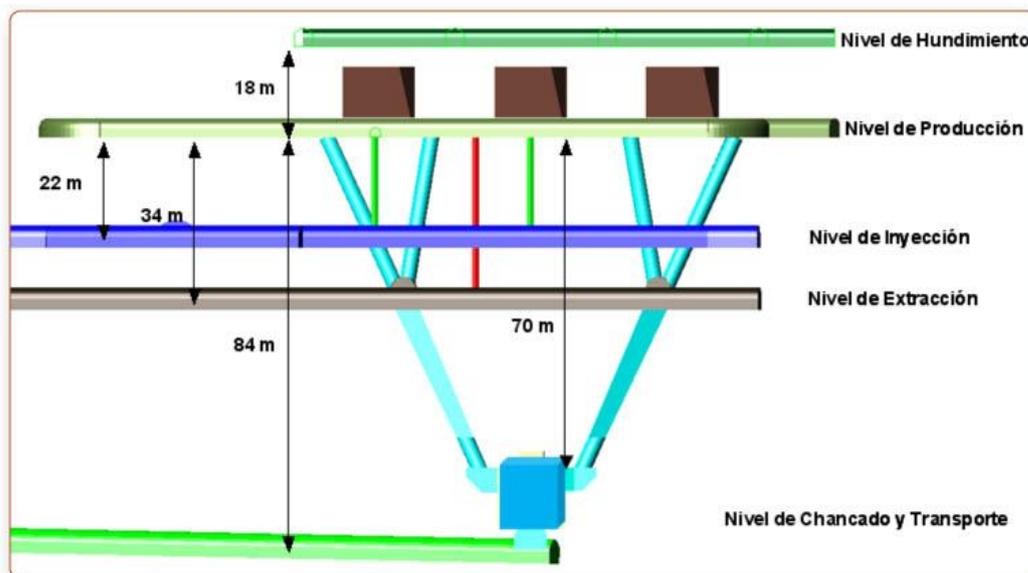


Figura N° 9: Distribución de las obras que conforman un Nivel de Explotación

Diseño de socavación

Los antecedentes geológicos y geotécnicos disponibles indican que no se requiere implementar un sistema de socavación previa en los niveles superiores, por lo que el diseño del nivel de hundimiento para los niveles 1.841 y 1.625, es convencional con perforación de abanicos, utilizando la batea ya excavada como cara libre en la fase de tronadura. Para los niveles 1.409 y 1.193 el diseño del nivel de hundimiento considera

socavación previa, con un esquema crinkle cut de corte angosto, con galerías de hundimiento ubicadas en los extremos de la batea a 18 m sobre el nivel de producción. En el sistema de hundimiento previo, la tronadura de socavación se hace previamente a la excavación de la batea y de la construcción de parte de las obras del nivel de producción, secuencia que se invierte en hundimiento convencional.

La Figura N° 10 muestra el diseño de la socavación tanto para el caso convencional como para la socavación previa (crinkle cut). El espaciamiento de las labores es coherente con el dimensionamiento de la malla de extracción.

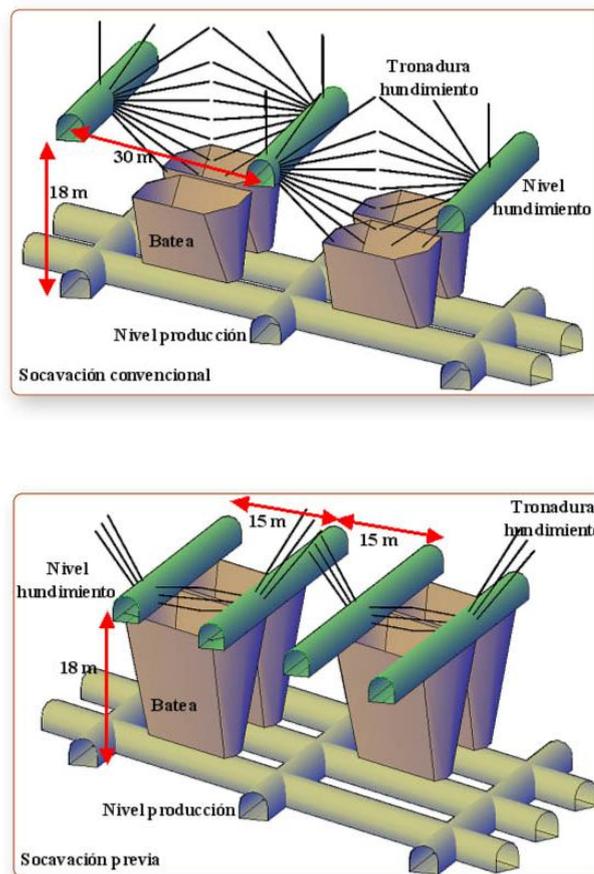


Figura N° 10: Diseño de Socavación

Malla de extracción

El tamaño de la malla de extracción está relacionado con las características geotécnicas de los distintos tipos litológicos establecidos en el modelo geomecánico. Estos valores determinan la conveniencia de mallas de extracción con tamaños entre 200 m² y 270 m². La disposición de las obras para establecer la malla de extracción sigue el patrón denominado "malla tipo Teniente" que ofrece facilidades constructivas y es apta para la utilización de equipos LHD diesel.

La dimensión de la malla de extracción para el proyecto Mina Chuquicamata Subterránea es de 240 m² por cada punto de extracción y se ubica en rango de mallas medianas para equipos LHD, ilustrándose en la Figura N° 11. El equipo de extracción seleccionado es con balde de 9 yd³, que permite combinar productividad con menor tamaño de galería y malla.

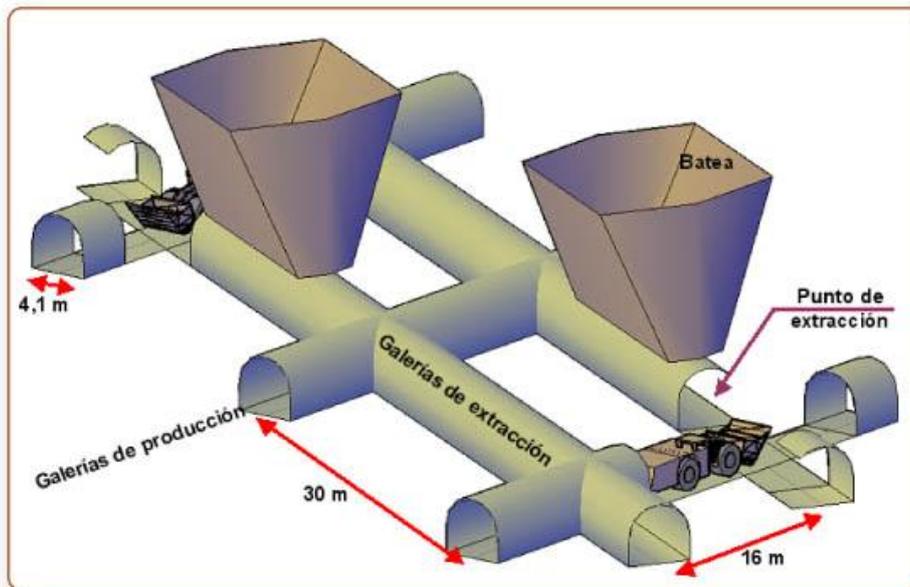


Figura N° 11: Malla de Extracción Mina Chuquicamata Subterránea

Sistema de manejo de mineral

El transporte del mineral desde el punto de extracción hasta el chancado primario, requiere de equipos y obras adecuadas a la fragmentación de la roca en el proceso de hundimiento.

En el nivel de producción operan equipos de carguío LHD (Load - Haul - Dump) que cargan y transportan el mineral hasta los puntos de vaciado. Si fuera necesario para reducir el sobre tamaño, el mineral es fragmentado vía perforación y tronadura, para lo cual intervienen equipos de reducción secundaria (Jumbos). En los puntos de vaciado operan martillos móviles que complementan el trabajo de reducción, lo que permite asegurar que las rocas de mineral tengan el tamaño adecuado para ser traspasadas por los piques y alimentadas al chancador primario.

La Figura N° 12 muestra en forma esquemática las operaciones del sistema de manejo de mineral en el nivel de producción.

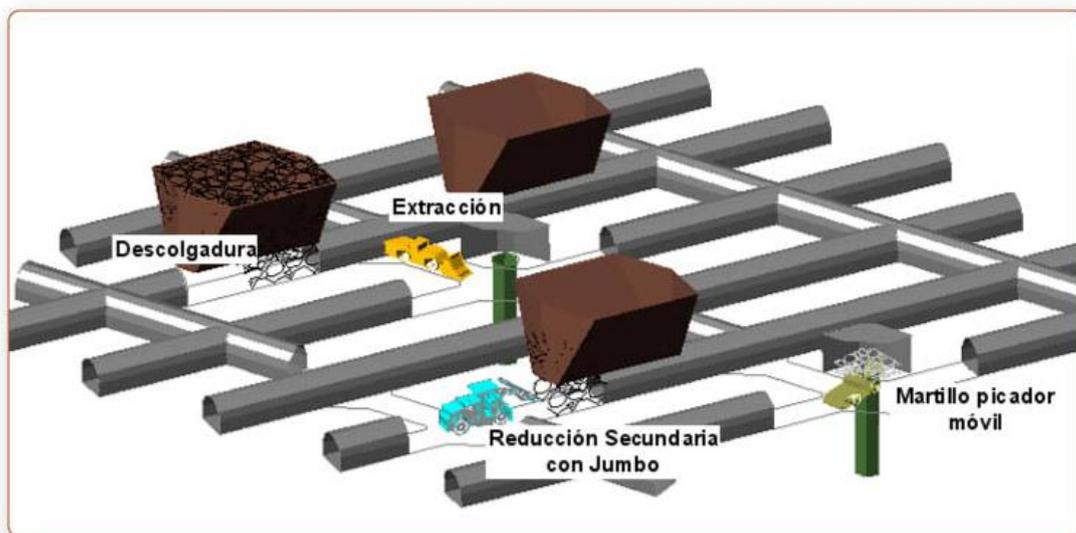


Figura N° 12: Operaciones para la extracción del mineral en el Nivel de Producción

El traspaso del mineral desde el nivel de producción hasta el chancado primario se hace por el sistema de piques de 3,3 m de diámetro efectivo y aproximadamente 33 m de largo emplazados debajo de cada punto de vaciado. Éstos conducen el mineral hasta tolvas de alimentación al chancador.

Cada Macro Bloque tiene al menos dos chancadores. Las salas de chancado se emplazan a unos 70 m por debajo del nivel de producción, recibiendo en cada una de ellas producción desde las cuatro galerías de producción del bloque.

La Figura N° 13 muestra en forma esquemática la disposición del sistema de traspaso.

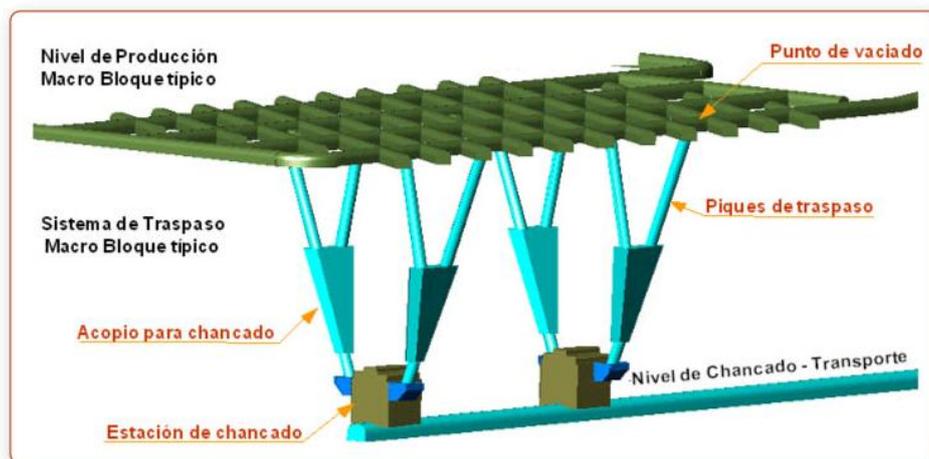


Figura N° 13: Esquema del Sistema de Traspaso

Los principales equipos requeridos para la producción son los:

- ✓ Cargadores LHD
- ✓ Jumbos de reducción
- ✓ Martillos picadores móviles
- ✓ Chancadores de mandíbula
- ✓ Correas transportadoras

La cantidad de equipos LHD en operación a régimen será de 26 unidades distribuidos en 12 Macro Bloques, los jumbos y martillos son entre 5 y 6 unidades de cada tipo y los

chancadores alcanzan a 30 unidades operando. Actualmente en mina El Teniente se opera con 60 equipos LHD que trabajan repartidos en 6 sectores productivos para alcanzar la producción programada. La mayor productividad esperada en el proyecto se debe a la mayor utilización de los equipos, considerando la configuración de cuatro turnos de 5 hrs operativas por turno.

6. RECURSOS EXTRAÍBLES

Las reservas extraíbles del proyecto superan 1.600 millones de toneladas en la configuración de mina para el ritmo más bajo, distribuidas en los cuatro niveles de explotación. En este volumen se considera cerca de un 15% de material diluyente inherente al método de explotación considerado. La Tabla N° 2 presenta las cubicaciones de reservas extraíbles por cada nivel tanto para los polígonos utilizados en el plan de 100 ktpd como para los polígonos utilizados en los planes de 120 y 140 ktpd.

Tabla N° 2: Recursos extraíbles

		Mineral (kt)	Cobre (% CuT)	Molibdeno (ppm)	Azufre (ppm)
NIVEL 1.841	(1)	405.454	0,906	640	561
	(2)	488.749	0,867	581	519
NIVEL 1.625	(1)	394.321	0,684	514	468
	(2)	420.818	0,666	496	455
NIVEL 1.409		406.287	0,619	451	415
NIVEL 1.193		397.086	0,613	405	389
TOTAL	(1)	1.603.148	0,706	503	459
	(2)	1.712.941	0,700	488	448

(1) Cubicación para plan de 100 ktpd.
 (2) Cubicación para planes de 120 y 140 ktpd.

Este volumen de recursos extraíbles representa casi un 60% del volumen de mineral extraído por el rajo Chuquicamata desde el año 1915 hasta la fecha (aproximadamente 2.800 millones de toneladas de mineral).

La Figura N° 14 muestra la disposición general de los Macro Bloques diseñados, en que se observa que en el primer nivel (1.841 m), las alturas de columna varían desde el centro de la explotación hacia los extremos.

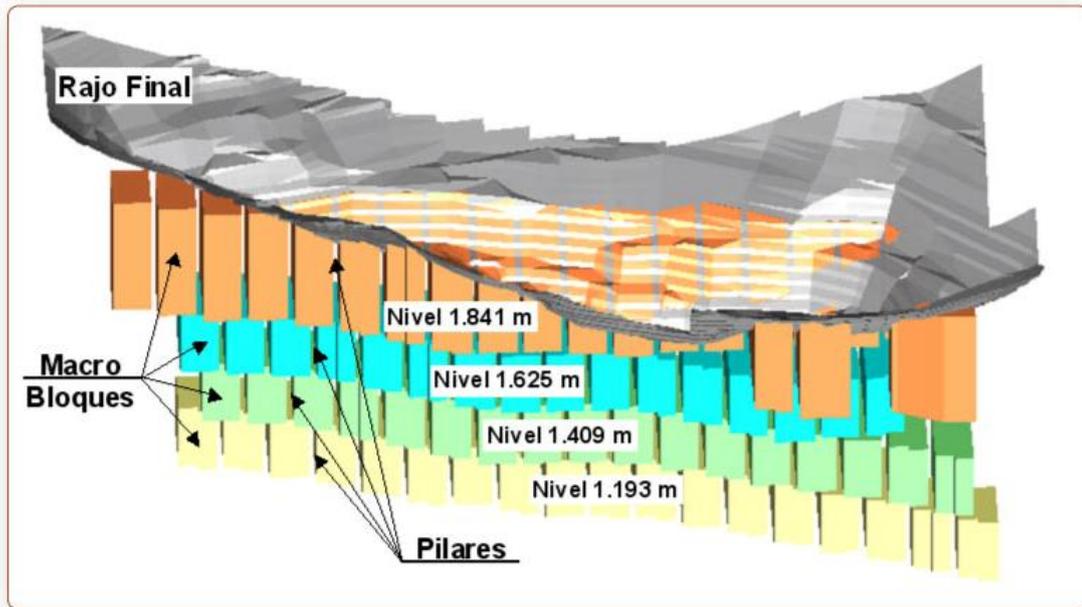


Figura N° 14: Unidades de Explotación

7. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

En estudios previos a la Ingeniería Conceptual, se identificó que un potencial proyecto de explotación subterránea del yacimiento Chuquicamata sólo sería rentable con un ritmo de producción de régimen sobre 90 ktpd, dado el alto nivel de inversiones que un proyecto de minería profunda implica. Es así como tempranamente en la Ingeniería Conceptual, se determinó que la capacidad máxima de producción en régimen posible de sostener por una operación Block Caving en Chuquicamata, según los criterios de planificación y diseños considerados, es de 155 ktpd, sin embargo bajo los criterios definidos, este ritmo dejaba al proyecto sin una capacidad de recuperación (catch up).

Dado lo anterior, en los estudios de la Ingeniería Conceptual se analizaron ritmos de producción en régimen de 100 ktpd, 120 ktpd y 140 ktpd, como opciones a evaluar de manera independiente o integrada en los planes de alimentación de la División Codelco Norte.

Estos ritmos de producción buscan aprovechar las capacidades del método de explotación por hundimiento y la magnitud del yacimiento, de forma de generar opciones de explotación de mayor rentabilidad. La única faena en el mundo que en la actualidad opera con ritmos de producción comparables es la mina El Teniente.

Condiciones de diseño tales como capacidades de desarrollo (ritmos de hundimiento) y altura de columna a extraer determinan la capacidad de producción de una explotación minera por hundimiento. En el caso del proyecto de explotación subterránea del yacimiento Chuquicamata, la ubicación de los niveles de explotación determina alturas de columna de 216 m en los tres niveles inferiores y alturas de columna entre 100 m y 400 m en el nivel superior, valores que son habituales en las faenas actualmente en operación que llegan puntualmente hasta los 500 m de altura de columna.

El ritmo de hundimiento planificado se sustenta en una capacidad de preparación de aproximadamente 80.000 m² por año, de acuerdo a los resultados obtenidos en los

estudios específicos desarrollados. Este valor se traduce en la necesidad de desarrollar anualmente cerca de 18.000 m lineales de labores horizontales y 3.500 m de obras verticales. Estos valores son similares a los que en la actualidad exhibe la Mina El Teniente y resultan incluso menores que faenas de menor tamaño que operan con métodos intensivos en desarrollos.

El volumen de recursos extraíbles y su distribución espacial también resultan relevantes para determinar la capacidad de producción de la faena, ya que la mantención de la capacidad de producción por un largo periodo, depende principalmente de estas condiciones. En el caso de la explotación subterránea de Chuquicamata, el diseño en cuatro niveles de explotación permite alcanzar la capacidad de régimen en cada uno de los niveles coordinando el agotamiento de un nivel superior con la puesta en producción del nivel inferior.

Los planes de producción generados consideran un periodo de tres años para que cada unidad de explotación o Macro Bloque, alcance el régimen productivo y en el caso de los Macro Bloques iniciales tal periodo es de cuatro años. Estos valores deducidos de la experiencia de faenas operadas con Hundimiento por Paneles pueden resultar conservadores para las condiciones de operación proyectadas para el Hundimiento por Bloques. Similar condición se da para las velocidades de extracción utilizadas.



8. MANEJO DE MINERALES

La explotación de las reservas en análisis, implica considerar un sistema de manejo de materiales, cuyo límite de batería incluya desde la extracción de mineral en el Nivel de Producción hasta la entrega de éste en la actual Planta Concentradora de División Codelco Norte.

En una etapa temprana de la Ingeniería de Prefactibilidad, se caracterizaron y evaluaron los distintos escenarios posibles, relacionados con el Sistema Global del Manejo de Minerales. El abanico de opciones planteadas se configuró a partir de los tres estados en que se puede manejar y transportar el mineral a superficie, estos son:

- ✓ Mineral Fino, es decir, chancado primario dentro de la Mina y transporte de fino (menor o igual a 12") a superficie.
- ✓ Mineral Grueso, es decir, transporte de mineral ROM (Run of Mine) a superficie y chancado fuera de la Mina.
- ✓ Mineral en Pulpa, es decir, chancado y molienda dentro de la Mina, y transporte de pulpa a superficie.

Las condiciones de borde y criterios generales definidos para evaluar los distintos escenarios de Manejo de Minerales, fueron los siguientes:

Condiciones de Borde

- ✓ *Límite de Explotación y Reservas Mineras.* Se consideraron los cuatro niveles de explotación para los métodos de Panel Caving y Macro Bloques.
- ✓ *Límite de Ritmo de Producción.* Se consideró inicialmente un ritmo de producción base de 120 ktpd asociados a las opciones de Panel Caving y Macro Bloques. Adicionalmente se consideró capacidades de producción para 100 y 140 ktpd.
- ✓ *Límite de subsidencia.* Se proyectó con el polígono de reservas mineras asociado a la cota 1.200 msnm, considerando los ángulos de subsidencia: Norte, Sur y Este: 50° + 200 m de seguridad; y Oeste: 35° + 200 m de seguridad.

Criterios Generales (principales):

✓ *Criterios Técnicos.*

- Uso de métodos o sistemas probados a escala industrial, y que hayan sido implementados con éxito en operaciones productivas a gran escala y en aplicaciones mineras similares.
- Capacidad de recuperación y ampliación de la producción.
- Priorizar los equipos que permitan cumplir los requerimientos de reducción de los costos de capital y operación, una facilitación de la mantenibilidad y la logística y menores plazos de entrega.
- Lograr un diseño económico, durable, funcional y seguro, el cual permita alcanzar niveles de riesgo aceptables para las personas y bienes físicos.
- Privilegiar sistemas que requieran la menor dotación posible de personal al interior de la Mina.

✓ *De Ubicación*

- Infraestructura Principal fuera del cono global de subsidencia y fuera de la subsidencia temporal entre niveles de producción aledaños y al Este de la Falla Oeste.
- Fuera de zonas que hayan sido delimitadas como potencial de mineralización o blanco de exploración minera.
- Minimizar o eliminar las eventuales interferencias que puedan surgir con las operaciones mineras actuales durante la fase de construcción del Proyecto.

✓ *Constructibilidad*

- Consideración de diseños y trazados que permitan la construcción de ventanas tempranas de acceso, las cuales faciliten la construcción de dichos diseños, aprovechando la cercanía con el rajo Chuquicamata y las labores de exploración y drenaje existentes.
- Consideración de diseños de constructibilidad simple y opciones cuyos plazos de construcción sean compatibles con los planes mineros

estipulados, cuya fecha de inicio de producción corresponde al año 2018.

✓ *Sustentabilidad*

- Consideración de sistemas que aseguren el desempeño y confiabilidad de las instalaciones, que permitan un alto grado de utilización de equipos e instalaciones críticas, aseguren un mínimo costo de ciclo de vida y que sean consistentes con las mejores prácticas industriales.
- Consideración de sistemas que cumplan con la normativa vigente, y cuyos efectos sobre el medio ambiente y la comunidad del entorno puedan ser mitigados y controlados.

Metodología de Evaluación

La metodología de evaluación de los diferentes escenarios alternativos y preliminares de sistemas de manejo de materiales, consistió en la realización de una serie de análisis de tipo técnico, económico y operacional de cada uno de ellos, los cuales permitieron posteriormente llevar a cabo el proceso de descarte.

Los resultados mostraron que las opciones con escenario de chancado y molienda en interior mina, con transporte principal a/en superficie por tubería, se descartaron por su alta inversión y costos operacionales no competitivos con las otras opciones (implica elevar $\pm 1500\text{m}$ tonelaje + agua de proceso). Además, el requerimiento de construcción de grandes excavaciones implica una gran vulnerabilidad e incertidumbre al proceso constructivo y el requerimiento de un sistema de bombeo de alta capacidad y complejidad.

Las opciones con escenario de transporte principal de mineral grueso a superficie mediante camiones mineros y/o ferrocarril fueron descartadas por la excesiva pendiente y gran longitud del trazado (20 km en el primero y 52 km en el segundo).

Por lo anterior, el abanico de opciones para el Sistema de Manejo de Minerales se redujo a sólo 18 escenarios base - restringidos a la modalidad Chancado Primario en Interior

Mina y entrega de material fino en superficie - las cuales aparecen indicadas en la siguiente tabla.

Tabla N° 3: Abanico de Escenarios Base de Sistemas de Manejo de Materiales

Transporte Secundario/ Traspaso Nivel de Producción	Transporte Intermedio de Mineral Grueso	Chancado Primario	Transporte Intermedio de Mineral Fino	Transporte Principal de Mineral Fino a Superficie	Transporte Principal de Mineral Fino en Superficie
LHD	Camión - Ferrocarril	Centralizado	Correa Transportadora	Correa Transportadora	Correa Transportadora
				Skip	Correa Transportadora - Camión
	Camión - LHD (7 yd ³) Panzer	Distribuido	Correa Transportadora	Correa Transportadora	Correa Transportadora
				Skip	Correa Transportadora - Camión
		Local	Correa Transportadora	Correa Transportadora	Correa Transportadora
				Skip	Correa Transportadora - Camión

Luego, el análisis de opciones para el Sistema de Manejo de Mineral con entrega de material fino en superficie, consideró el diseño y evaluación de las distintas configuraciones para el Chancado Primario: Centralizado, Distribuido y Localizado.

Configuraciones con Chancado Centralizado

La opción con un sistema de Chancado Centralizado, ubica el chancado al Este del sector de explotación, fuera del área de subsidencia, y considera el procesamiento de todo el mineral grueso asociado a un nivel, el cual requiere de un transporte intermedio de mineral grueso, cuyas variantes evaluadas fueron a través de camión y ferrocarril.

De acuerdo a los resultados obtenidos en los procesos de simulación realizados, y considerando las configuraciones Panel Caving y Macro Bloques, se procedió a preseleccionar ambas alternativas para la siguiente fase de evaluación de escenarios de transporte intermedio de mineral grueso, presentando la alternativa camión algunas

ventajas respecto a la opción ferrocarril. Los motivos que llevaron a la toma de dicha decisión fueron los siguientes:

- ✓ La capacidad de transporte intermedio de mineral grueso mediante camiones o ferrocarril permite cumplir con las metas estipuladas por los planes mineros, para ambas configuraciones de explotación minera: Panel Caving y Macro Bloques.
- ✓ La opción camiones presentó una mayor holgura de capacidad productiva respecto al sistema de ferrocarril.
- ✓ Desde la perspectiva de la constructibilidad, el sistema de transporte por camiones requiere solamente un tercio del desarrollo inicial en comparación al sistema de ferrocarril, disponiendo de un número mayor de frentes, lo que disminuye los riesgos de atrasos durante la fase constructiva.
- ✓ La opción con camiones resulta ser menos vulnerable respecto a la opción ferrocarril, en cuanto a la evolución de la subsidencia del nivel inferior sobre el Nivel superior de Transporte Intermedio.
- ✓ En cuanto a los requerimientos de aire para ventilación, la opción camión resulta ser mayor que utilizando ferrocarril, alcanzando a cantidades adicionales de 1.000 y 1.250 kcfm aproximadamente, para las configuraciones Panel Caving y Macro Bloques respectivamente, lo cual se traduce en una mayor inversión y costo de operación para el caso de la alternativa con camiones.
- ✓ Respecto al requerimiento de personal directo, considerando operadores y mantenedores - asociado a la opción de transporte intermedio de mineral grueso mediante camiones - éste alcanza a 230 personas, considerando cinco horas efectivas de operación por turno, contra 330 personas en el caso de ferrocarril.

En las Figura N° 15 y Figura N° 16 se retratan las dos opciones de Chancado Centralizado, por Camiones y Ferrocarril respectivamente.

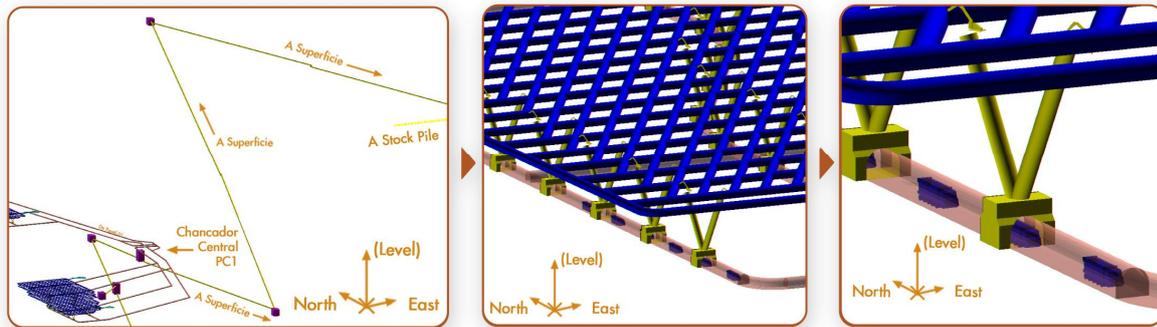


Figura N° 15: Chancado centralizado con transporte camión

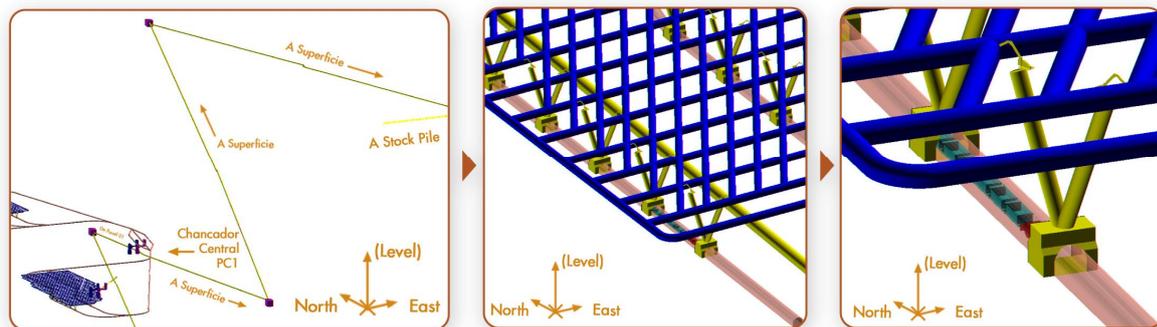


Figura N° 16: Chancado centralizado con transporte ferrocarril

Configuraciones con Chancado Distribuido

El sistema de Chancado Distribuido emplazado cerca de los sectores productivos, genera circuitos de transporte intermedio cuyas distancias resultan ser inferiores a las asociadas al sistema de chancado centralizado descrito anteriormente, por lo cual sólo requiere de un transporte intermedio localizado de mineral grueso que estará asociado al área atendida por cada chancador, cuyas variantes evaluadas fueron a través de LHD 13 yd³ y camión minero. De acuerdo a los resultados obtenidos en los procesos de simulación, en el marco del Chancado Distribuido y considerando las configuraciones Panel Caving y Macro Bloques, se procedió a descartar la opción de equipos LHD 13 yd³ y preseleccionar la alternativa de Camiones de 50 y 80 t de capacidad de tolva para la siguiente fase de

evaluación de escenarios de transporte intermedio de mineral grueso. Las razones fueron:

- ✓ Hacia el Norte del nivel aumenta el tamaño de las áreas productivas por chancador y las distancias de transporte asociadas a los circuitos, por lo que se dedujo que el uso de LHD 13 yd³ como sistema de transporte intermedio restringía las velocidades de extracción instantáneas del sistema global a tasas muy bajas. Se recomendó descartar este sistema.
- ✓ El transporte intermedio de mineral grueso mediante camiones permite cumplir con las metas estipuladas por los planes mineros para ambas configuraciones de explotación minera: Panel Caving y Macro Bloques, con capacidades de camiones de 50 y 80 t, salvo en el caso particular de considerar cuatro horas efectivas de operación por turno y camiones de 50t.

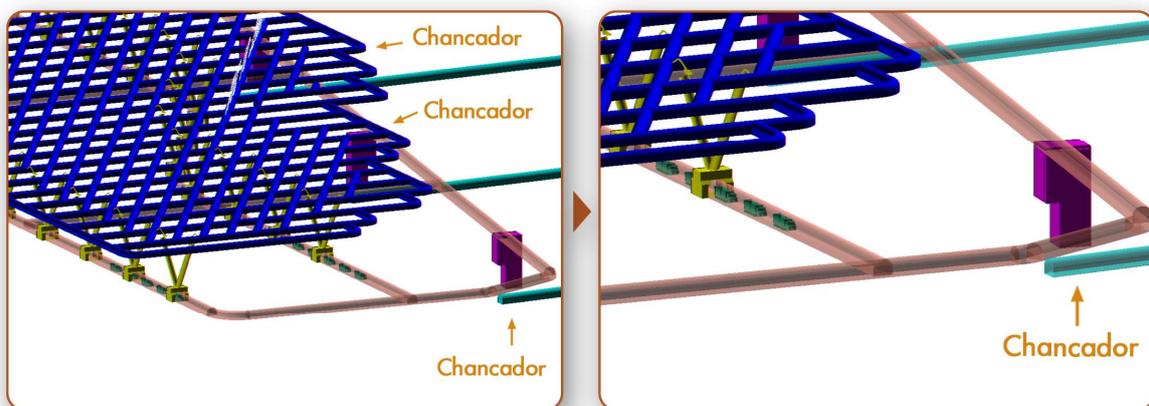


Figura N° 17: Chancado Distribuido

Configuración con Chancado Local

El sistema se diseñó emplazando el Chancado en los sectores productivos, asociando un sistema de transferencia gravitacional de mineral mediante piques de traspaso que alimentan directamente, a través de alimentadores vibratorios, chancadores primarios tipo mandíbula, eliminándose la necesidad del transporte intermedio de mineral grueso.

Las diferencias entre las distintas opciones analizadas radicó en:

- ✓ Cantidad de calles abarcadas por el módulo de chancado local
- ✓ Cantidad de puntos de vaciado por calle
- ✓ Ubicación de los puntos de vaciado en el nivel de producción
- ✓ Esquinas de pilares o al centro de galerías (en zanja)

Dependiendo de la configuración del sistema de piques de traspaso considerado, una chancador podría atender un área asociada a 2, 3, 4 ó 6 calles del Nivel de Producción. Configuraciones similares de traspaso y chancado han sido utilizadas exitosamente en los sectores Inca de la División Salvador. De acuerdo a los resultados obtenidos de los análisis técnicos y económicos realizados a las distintas opciones se procedió a preseleccionar sólo la alternativa 3, es decir, un módulo con 4 calles y 1 punto de vaciado en el pilar.

La razón es, respecto al resto de las alternativas, presenta:

- ✓ Menor inversión y menor costo de operación
- ✓ Mayor utilización de la capacidad de chancado primario disponible
- ✓ Menor cantidad de problemas de subsidencia, debido a la disposición asociada al sistema de chancado.

La Figura N° 18 muestra un esquema del Chancado Local.

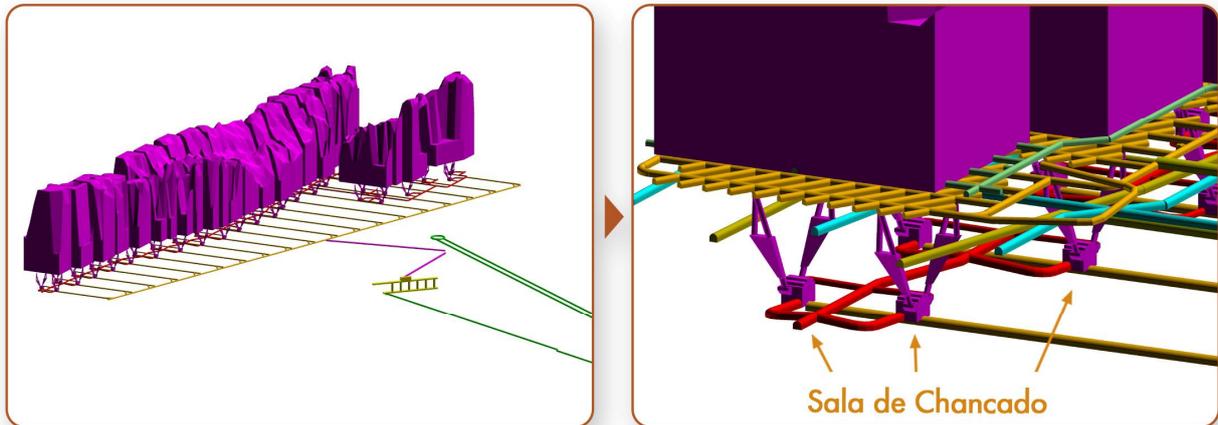


Figura N° 18: Chancado Local

En resumen, las cuatro opciones preseleccionadas asociadas al Sistema de Manejo de Minerales, excluyendo aún el análisis del transporte principal de mineral fino fueron:

1. LHD en nivel de producción - Transporte de Grueso en Camión Minero - Chancado Centralizado - Transporte Intermedio de Finos por Correa
2. LHD en nivel de producción - Transporte de Grueso por Ferrocarril - Chancado Centralizado - Transporte Intermedio de Finos por Correa
3. LHD en nivel de producción - Transporte de Grueso por Camión - Chancado Distribuido - Transporte Intermedio por Correa
4. LHD en nivel de producción (4 calles y un punto de vaciado en pilar) - Chancado Localizado - Transporte Intermedio de Finos por Correa

El análisis de estos escenarios contempló las metodologías de Evaluación Económica y Evaluación Técnica. La primera consideró la comparación económica de los distintos escenarios preseleccionados mediante el Valor Actualizado de los Costos (VAC) considerando para esto las inversiones y costos de operación asociados a cada configuración, actualizando al año 2007 y mediante una tasa de descuento de 8% anual. Complementariamente, en la Evaluación Técnica se analizó cada uno de los cuatro

escenarios preseleccionados desde el ámbito de capacidad de absorción de fluctuaciones y potenciales expansiones de la producción, utilización de capacidad de chancado disponible, disponibilidad mecánica de equipos principales, dotación directa de personal, constructibilidad, requerimientos de ventilación y consumo energético.



En base a estas evaluaciones, se concluyó lo siguiente:

- ✓ La opción Chancado Localizado constituye la mejor alternativa desde el punto de vista económico, debido a que presenta el menor VAC en relación a los otros tres escenarios preseleccionados considerados.
- ✓ Los escenarios ordenados de menor a mayor, según el valor de VAC asociado, generaron el siguiente ranking:

- 1°: Chancado Localizado opción 3 (4 calles y un punto de vaciado en pilar);
- 2°: Camión - Chancado Centralizado;
- 3°: Ferrocarril - Chancado Centralizado;
- 4°: Camión - Chancado Distribuido.

La sensibilización del VAC asociado a los distintos escenarios, variando los parámetros relevantes (costo de mano de obra, costos de inversiones en equipos y construcciones, costos de la energía eléctrica, costos de petróleo, etc.) en un rango aceptable para el nivel de ingeniería desarrollado, demostró que no se modifica la posición de los distintos escenarios en el ranking anterior y, por ende, se mantiene el menor VAC asociado a la opción Chancado Localizado. El orden de magnitud en el diferencial de VAC de la opción elegida respecto de su más cercano retador, fue de 100 millones de dólares.

La comparación de los dos escenarios asociados a los VAC menores arroja las siguientes ventajas del Chancado Localizado vs. Camión - Chancado Centralizado:

- ✓ Mejor capacidad de absorción de fluctuaciones y expansiones de producción.
- ✓ Menor requerimiento de mano de obra, 13 y 25% menos de dotación de personal para las configuraciones de explotación minera Panel Caving y Macro Bloques, respectivamente.
- ✓ Menor requerimiento de aire de ventilación, 25 y 17% menos de aire para las configuraciones de explotación minera Panel Caving y Macro Bloques, respectivamente.
- ✓ Menor requerimiento de petróleo - y menor generación de CO₂ equivalente - por lo que se transforma en la opción menos contaminante.
- ✓ Mayor flexibilidad al disponer de una gran cantidad de chancadores primarios operativos, los cuales pueden - ante la falla de alguno de ellos - suplir la producción de mineral estipulada, lo cual no sucede en el caso del escenario Camión - Chancador Centralizado donde la falla de uno de los chancadores primarios afectará en forma importante la producción estipulada.
- ✓ La utilización de correas transportadoras en lugar de camiones elimina el riesgo por colisión, atropellamiento y exposición de operadores a ambientes contaminados.

Posteriormente, en una etapa avanzada de los estudios de Prefactibilidad, se realizó un análisis complementario con un nivel de diseño más detallado, con el objeto de re-evaluar y comparar las dos opciones más convenientes para el proyecto: Chancado Localizado y Camión - Chancado Centralizado, resultando nuevamente ganadora la opción Chancado Localizado, presentando un VAC menor que se traduce en una diferencia de VAN de 213 MUS\$.

Transporte Principal de Mineral Chancado hacia la Superficie

Los escenarios base de transporte principal de mineral a superficie, fueron Correa Principal a Superficie (Rampa) y Pique - Skip.

El primero consistió en una correa de transporte principal de mineral, que carga la producción desde los distintos niveles hasta el acopio de 90.000 t de capacidad ubicado en superficie. Desde este punto el mineral será transportado, a través de la correa principal (Overland) hasta la actual Planta Concentradora Chuquicamata. En este caso se generaron varias opciones de trazado en función de la ubicación disponible para los portales del túnel y la pendiente (10 y 15%).

El segundo escenario consistió en el sistema Pique - Skip operando en un pique vertical profundo, el cual transporta la producción de mineral desde los distintos niveles de explotación minera hasta el acopio de 16.000 t vivas de capacidad ubicado en superficie, punto desde el cual el mineral es transportado, a través de una correa Overland, hasta la actual Planta Concentradora Chuquicamata.

Los principales criterios de diseño, técnicos y económicos, y las respectivas restricciones fundamentales permitieron evaluar favorablemente las opciones fueron: menor costo y plazo de construcción del túnel principal, aprovechar la sinergia constructiva de los túneles de transporte principal de mineral y acceso, trazado no debe cruzar Falla Oeste y zona mineralizada, lugar de emplazamiento del portal del túnel principal fuera de la Cuenca Hidrogeológica de Calama, fácil accesibilidad al portal sin generar interferencias durante la construcción y operación del Proyecto, cercanía del portal al concentrador versus menor desarrollo en subterráneo para el túnel correa.

Las principales decisiones tomadas, durante la etapa temprana de los estudios de Prefactibilidad, relacionadas con las distintas opciones generadas para el transporte principal por correa transportadora, y que permiten definir las opciones para la siguiente fase de evaluación, fueron:

- ✓ Recomendar dos ubicaciones factibles para portal del túnel correa: al Sureste de las instalaciones asociadas a la Fundición Chuquicamata, y al costado Este de la Extensión Norte de Mina Sur.
- ✓ Recomendar dos pendientes para el túnel correa: 10% y 15%.

De igual manera, en función de los parámetros de evaluación planteados y relacionados con las distintas opciones generadas para el transporte principal mediante pique-skip, las principales decisiones tomadas fueron:

- ✓ Ubicar los brocales al Norte de los botaderos de lastre.
- ✓ Considerar dos piques de producción para cumplir con el plan base (120 ktpd) de análisis, sobre la base de los análisis desarrollados por la empresa Murray & Roberts- SIEMAG de Sudáfrica, expertas en sistemas de extracción vertical.

Las decisiones anteriores definieron cinco opciones a evaluar para el Transporte Principal de Mineral Fino, éstas fueron:

- ✓ Túnel correa al 10%, con portal ubicado al Sureste de las instalaciones asociadas a la Fundición Chuquicamata.
- ✓ Túnel correa al 15%, con portal ubicado al Sureste de las instalaciones asociadas a la Fundición Chuquicamata.
- ✓ Túnel correa al 10%, con portal ubicado al costado Este de la Extensión Norte de Mina Sur.
- ✓ Túnel correa al 15%, con portal ubicado al costado Este de la Extensión Norte de Mina Sur.
- ✓ Dos piques - skip de producción, con brocales ubicados al Norte de los botaderos de lastre.

Los resultados arrojados por la evaluación económica indicaron que el escenario Correa Transportadora corresponde a la opción que presenta los menores valores actualizados de las inversiones y costos de operación asociados (VAC). Sólo la inversión estimada para el sistema pique-skip fue 440 MUS\$ (para una capacidad de 120 ktpd), valor que prácticamente duplica al costo de inversión del sistema con correas transportadoras.

Complementariamente a la evaluación económica, se realizó una evaluación integral de cada uno de los cinco escenarios preseleccionados desde la perspectiva del VAC, plazo de construcción, constructibilidad, confiabilidad, holgura de capacidad de absorción de fluctuaciones de la producción y disponibilidad mecánica asociada.

La aplicación de la matriz técnica de evaluación arrojó que los distintos escenarios preseleccionados del sector de ubicación del portal del túnel principal de transporte de mineral y las pendientes del túnel principal consideradas, obtuvieron un puntaje ponderado superior al escenario pique - skip, razón por la cual este último fue eliminado. De entre las distintas opciones en el escenario de correa transportadora, la opción de ubicación del portal al Sureste de las instalaciones asociadas a la Fundación Chuquicamata, con pendiente de túnel en 15% resultó ser la elegida. La Figura N° 19 muestra el sector donde el material sale a superficie.



Figura N° 19: Sector Portal Sureste

Adicionalmente a los resultados obtenidos, cabe señalar que actualmente no existen aplicaciones del sistema Skip acordes con las necesidades del proyecto: capacidad de 140 ktpd y profundidad de pique de 1.500 m. Los plazos de entrega del equipo asociados sobrepasan los 18 meses.

En vista de lo anterior, se recomendó desarrollar, durante las etapas intermedia y final de la Ingeniería Conceptual del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea, el escenario de Transporte Principal de Mineral mediante Correa Transportadora.

Posteriormente, en una etapa avanzada de los estudios de Prefactibilidad, se evaluó y comparó el trazado seleccionado de correa de transporte principal con tres tramos en línea recta, acopio en superficie y correa Overland a planta, vs. un trazado alternativo subterráneo con cuatro tramos que entrega el mineral directamente en el acopio de la planta. Del análisis constructivo se dedujo que la segunda alternativa atrasaría en un año el inicio de la producción, puesto que provocaría un nivel de interferencia significativo en la construcción del túnel correa, dado la gran congestión que se tiene en el área de los acopios de la actual planta concentradora de Chuquicamata, razón por la cual se descarta y se resuelve mantener para los estudios de factibilidad del proyecto la opción ya seleccionada.

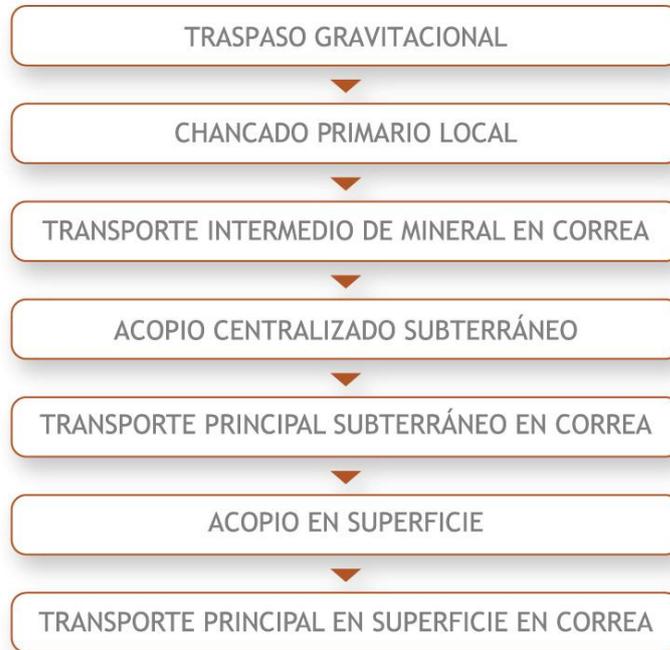
Optimización de los Sistemas

Durante la etapa intermedia de los estudios de Prefactibilidad se realizó una optimización de los escenarios de sistemas de Manejo de Materiales seleccionados durante la fase inicial de la misma, sobre: Traspaso Gravitacional de Mineral / Chancado Localizado y Transporte Principal de Mineral Subterráneo mediante Correa Transportadora. Dicha optimización y evaluación de mejoras posibles entregó como recomendaciones más importantes lo siguiente:

- ✓ Se optimizó el módulo de Sistema de Traspaso Gravitacional - Chancado Localizado manera de elevar la capacidad de tiraje del Macro Bloque y otorgar una mayor holgura de producción y consecuentemente una mayor seguridad al diseño.

- ✓ Se conectó el subnivel de extracción de aire viciado, a través de una galería corta, con los piques de traspaso, de manera de mejorar y asegurar un barrido de polvos emitidos durante el proceso de descarga de mineral desde los LHD a los piques.
- ✓ Se diseñaron dos tolvas de traspaso por cada módulo de Chancado localizado, otorgando mayor capacidad al proceso para absorber fluctuaciones operacionales.
- ✓ Se mejoró la llegada de los piques de traspaso a la estación de chancado, configurándose con dos alimentadores vibratorios.
- ✓ En vista de la larga cadena productiva generada, se decidió desacoplar la disponibilidad global del proceso productivo entre el bloque de alimentación de mineral (“aguas arriba”) y el bloque de transporte principal (“aguas abajo”); por lo cual se definió un Acopio Centralizado Subterráneo entre ambos.
- ✓ Disminuir las necesidades de elevación del mineral desde el fondo de la mina hasta superficie mediante una modificación al diseño del trazado del túnel principal de transporte de mineral, a fin de utilizar la mínima cantidad de tramos asociados a la correa principal de transporte de mineral y, por ende, de estaciones subterráneas de transferencia de mineral involucradas.
- ✓ Utilizar la norma DIN 22.101 para el diseño de la correa principal de transporte de mineral, la cual permite considerar factores de seguridad menores (6,7) y velocidades de correas transportadoras mayores, respecto a la norma CEMA utilizada durante la etapa inicial de ingeniería, condiciones que permiten finalmente la posibilidad de contemplar una menor cantidad de tramos de correa principal y, por ende, de estaciones de transferencia.

Las optimizaciones realizadas y descritas anteriormente permitieron congelar y dar inicio a los estudios de Prefactibilidad en su etapa final de Manejo de Minerales, cuya configuración quedó constituida por:



La descripción resumida de cada uno de los subprocesos mencionados anteriormente se entrega a continuación:



Figura N° 20: Perfil Esquemático del Sistema de Manejo de Materiales

Traspaso Gravitacional

El proceso de traspaso de mineral se inicia, en el nivel de producción, con la descarga del mineral desde los equipos LHD sobre las parrillas clasificadoras, ubicadas en la parte superior de los piques, y concluye en los puntos de descarga de las tolvas sobre cada alimentador vibratorio en la estación de chancado.

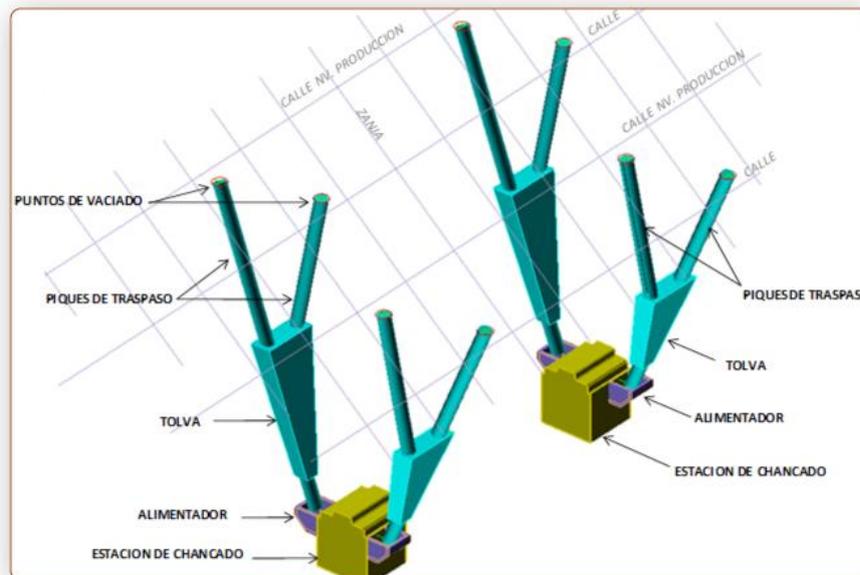


Figura N° 21: Sistema de Traspaso Gravitacional

El sistema o módulo de traspaso, asociado a cada chancadora, está compuesto por cuatro piques inclinados que convergen, a la cota del subnivel de extracción de aire, en dos tolvas de almacenamiento de altura 30 metros y forma piramidal invertida, cuya capacidad es 2.000t cada una. En la Figura N° 21 se muestra, en una vista 3D, dos sistemas de traspaso.

Chancado Primario Local

El chancado Localizado corresponde a un conjunto de módulos de traspaso y chancado dispuestos bajo el área de producción de cada nivel de explotación. En promedio cada módulo de traspaso y chancado atiende un área de 15.300 m².

El proceso de chancado primario consiste en reducir mecánicamente el tamaño del mineral proveniente desde las tolvas de traspaso, desde una granulometría máxima de 1,3 metros a un tamaño inferior a 12 pulgadas (300 mm). Cada Planta o Estación de Chancado está formada por dos alimentadores vibratorios que descargan el mineral a un chancador de mandíbulas de capacidad nominal 800 - 1000 tph. Luego, el mineral chancado es traspasado gravitacionalmente a una correa transportadora intermedia.

Las dimensiones aproximadas de la excavación que aloja la estación de chancado son: altura 15 m - ancho 15 m - longitud 14 m (similar a las construidas en mina Salvador).

Transporte Intermedio en Correas Transportadoras

El proceso llamado Transporte Intermedio de Mineral, consiste en movilizar el mineral chancado desde todos los Macro Bloques activos hasta el Acopio Centralizado Subterráneo. Para cada uno de los niveles de explotación, el Transporte Intermedio estará formado por Correas Intermedias, Correas Colectoras y Correas de Nivel.

Cada correa intermedia, cuya longitud fluctúa entre 300 y 800 metros, recibe el mineral chancado de un mismo Macro Bloque, por lo que su capacidad dependerá de la cantidad de chancadoras que éste tenga, definiéndose un ancho de cinta de 48" ó 60" con una capacidad de correa entre 2.000 tph y 4.000 tph. Por otra parte, emplazadas en la cabecera Este del polígono de explotación, las correas colectoras Norte y Sur, de longitud entre 1.100 y 1.500 mt cada una, con un ancho de cinta de 72", reciben el mineral proveniente de las correas intermedias para luego traspasarlo a la correa de nivel ubicada en el centro.

La Correa de Nivel, cuyo ancho de 72", estará formada por dos tramos en serie, los que tienen por finalidad transportar y descargar el mineral del nivel de explotación a una Batería de Silos de Acopio Subterráneo.

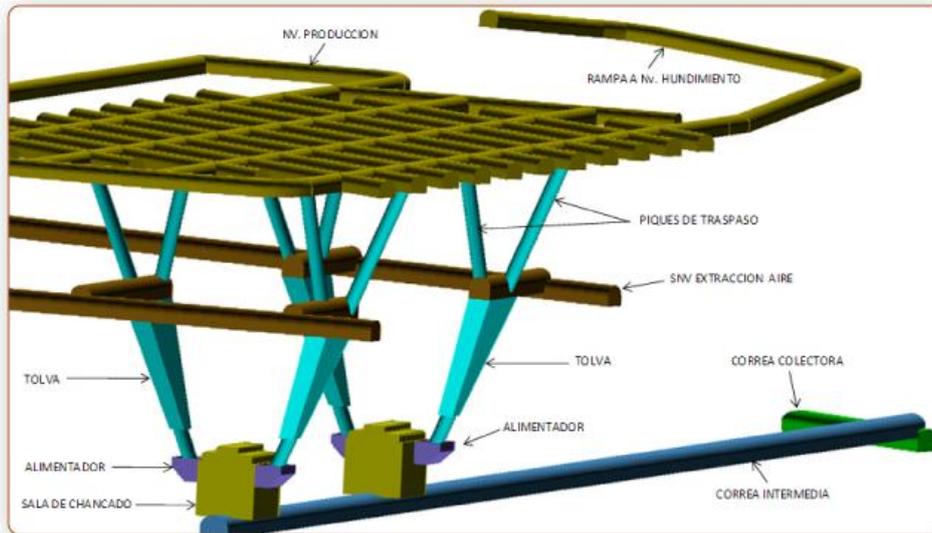


Figura N° 22: Esquema Traspaso/Chancado/Transporte Intermedio

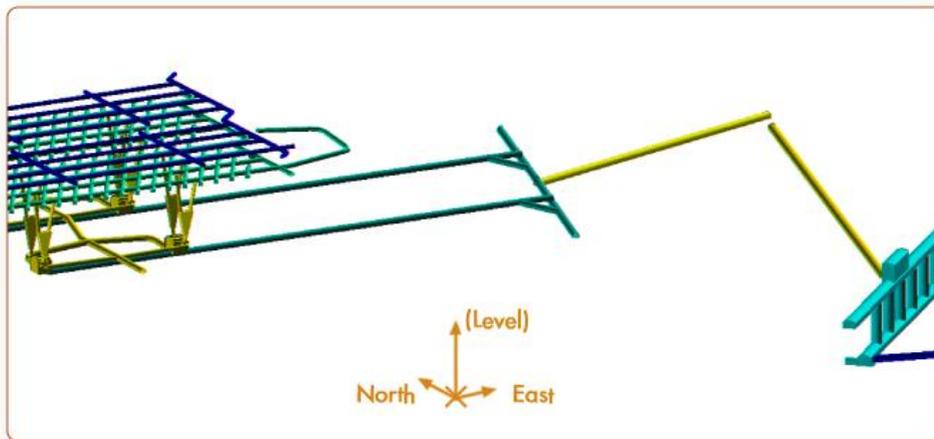


Figura N° 23: Esquema Traspaso/Chancado/Transporte Intermedio

Acopio Centralizado Subterráneo

La función principal del Acopio Centralizado Subterráneo es absorber las fluctuaciones operacionales horarias de extracción de mineral, hasta la entrega de éste en la planta concentradora. El emplazamiento definido del Acopio Centralizado, entre las correas de nivel y las correas principales, otorga el desacoplamiento de la disponibilidad global del sistema entre ambos bloques, uno de alimentación de mineral (“aguas arriba”) y otro de transporte principal (“aguas abajo”).

Para el escenario de producción finalmente escogido (140 ktpd), la capacidad de almacenamiento de este sistema es 24.000 toneladas vivas, aproximadamente.

El nivel de acopio queda ubicado aproximadamente entre el primer y segundo nivel de explotación (cota inferior 1.537 msnm), definiendo así que las correas de nivel del primer nivel sean descendentes, y ascendentes las de los otros tres niveles. Se ha considerado pendientes máximas en este caso de -15% y +15%, para el diseño de estas correas.



El sistema de acopio está formado por seis silos separados cada 40 metros, cuyo diámetro es 11 metros y 40 metros de altura, para el plan de 140 ktpd. El sistema dispone de correas alimentadoras traspasan el mineral a la correa principal.

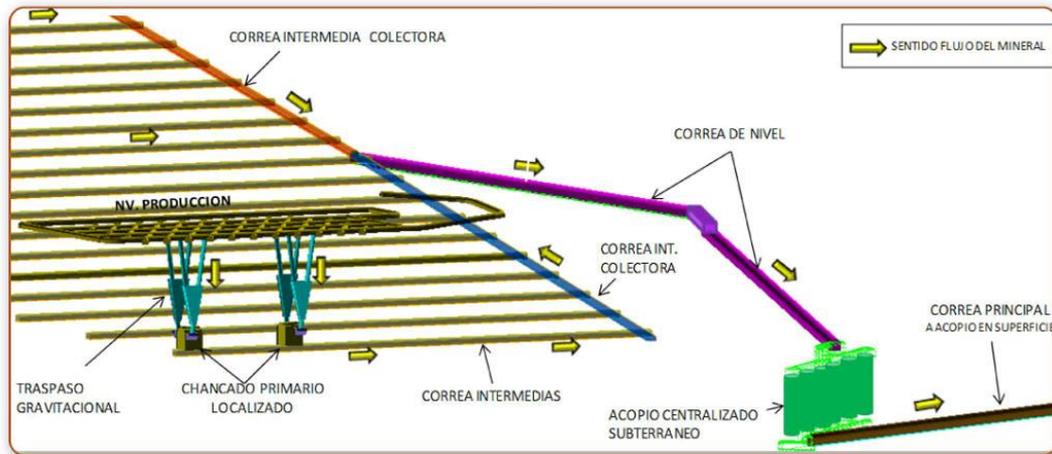


Figura N° 24: Esquema Traspaso/Chancado/Transporte Intermedio/Acopio

Transporte Principal Subterráneo

El Transporte Principal Subterráneo, tiene la función trasladar el mineral desde el Acopio Centralizado Subterráneo al Acopio en Superficie. Para los escenarios de de 120 y 140 ktpd, este transporte está formado por tres correas en serie emplazadas en un túnel recto y dos estaciones de transferencia subterráneas. La longitud del trazado, es 6.818 metros con un 15% de pendiente ascendente y una sección de túnel de 7,5 m x 6,0 m. En este tramo, el mineral es elevado 1.023 m aproximadamente. Las magnitudes de la pendiente y de la sección del túnel, fueron definidas para facilitar el mantenimiento con el uso de equipos estándares. La correa tiene un ancho de 72" y una capacidad de diseño de 8.421, 9.825 y 11.228 tph, para las opciones de 100, 120 y 140 ktpd de capacidad mina respectivamente.

Cada estación de transferencia de mineral, se encuentra emplazada en una excavación fortificada, cuyas dimensiones aproximadas son 15m(ancho) x 58,5m(largo) x 17,5m(alto). Ésta alberga seis grandes moto-reductores junto a poleas, estructuras y otros equipamientos menores.

Para ejemplificar la magnitud de las correas de transporte principal de este proyecto, en la Figura N° 25 se muestra una serie de datos de potencia máxima instalada por correa en proyectos mineros de gran magnitud.



Figura N° 25: Potencia máxima instalada por correa

Acopio en Superficie

Consiste en una instalación confinada que permite el almacenamiento de mineral con una capacidad de 90.000 toneladas vivas, asegurando una alimentación continua a la actual Planta Concentradora y, en caso que se requiera en el futuro, al acopio de la Mina Ministro Hales.

La dimensión del acopio es de 180 metros de longitud, cubierta por un domo estructural de 76 metros de ancho y 33 metros de alto y permite una autonomía aproximada a 16 horas de operación.

Correa Overland

En superficie existirá una correa Overland, cuyo ancho de la cinta es 72", que permitirá llevar el mineral desde el acopio en superficie hasta la Planta Concentradora existente. El trazado de la correa tiene una longitud de 5.600 metros para el plan 140 ktpd, definidos en dos tramos en serie con pendientes promedio no mayores a 6%, las que van sorteando la topografía existente hasta llegar al sector de la Pila Mina ubicada en la Planta Concentradora de División Codelco Norte.

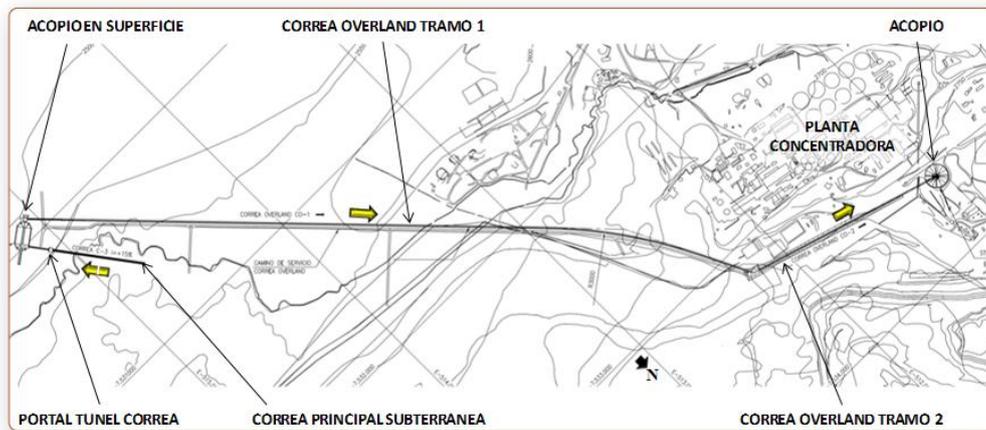


Figura N° 26: Acopio en Superficie y Correa Overland

Entrega de Mineral a Planta Concentradora

La alimentación del mineral proveniente de la correa Overland de la Mina Chuquicamata Subterránea será descargado a la actual Estación de Transferencia Principal (MTS). Una vez cesen las operaciones del Rajo y se agoten los minerales de stock (aproximadamente en el año 2024), el material será descargado por medio de otra correa corta, sobre la actual stock Pila Mina, para la que se ha considerado su completa reconstrucción.

La operación conjunta y coordinada de los sistemas de Traspaso, Chancado, Transporte Intermedio, Acopio Centralizado y Transporte Principal de mineral estará controlada y monitoreada por el Sistema de Control Central de Manejo de Minerales, ubicado en la Sala de Control de la Mina, el que se encontrará configurado con los enclavamientos necesarios de seguridad y reglas operacionales preestablecidas para asegurar una continuidad en la entrega de mineral a la Planta Concentradora.

Existe un Sistema de Control de la Producción que, apoyado con un sistema pesaje ubicado en puntos claves del proceso productivo (nivel de producción y correas intermedias), permitirán conocer y gestionar la producción por cada Macro Bloque, como también determinar los indicadores claves de desempeño y gestión tanto de los equipos como procesos.

9. INFRAESTRUCTURA PRINCIPAL Y SERVICIOS

Acceso Principal

Durante la primera parte del desarrollo de la Ingeniería Conceptual del Proyecto, se estudió distintas opciones de accesos a la mina subterránea para la movilización de los trabajadores, transporte de los materiales, insumos y equipos requeridos para la explotación minera del proyecto. Para el estudio de estas opciones se tomó como base de análisis la configuración de la mina y niveles de actividad vigentes en esta etapa de la Ingeniería.

Las opciones estudiadas y sus características, fueron las siguientes:

- ✓ *Rampa - Bus*: Traslado de los trabajadores en Bus, desde Calama hasta Casa de Cambio (11 km) y luego al Barrio Cívico del Nivel, bajando a la Mina a través de una Rampa de 10% de pendiente y 10 km de longitud aproximadamente.
- ✓ *Metro Tren - Ferrocarril*: Traslado en Metro-Tren desde Calama a interior mina Mina con carros con capacidad de 140 pasajeros. Se ingresa a la mina a través de un túnel con vía férrea de 3% de pendiente y 22 km de longitud aproximadamente.
- ✓ *Pique Elevador - Bus*: Traslado en Bus desde Calama hasta una casa de cambio cerca del Brocal del Pique (26 km), donde



abordan la “Jaula” de un Pique Elevador (capacidad para 450 trabajadores), para luego descender 500 m hasta la Plataforma del Nivel. Desde esta Plataforma deben abordar un bus que los lleva al Barrio Cívico, en un recorrido de 5 km aproximadamente.

El análisis de las opciones se hizo comparando los tiempos de viaje, trasbordos y análisis económico de manera de optimizar la inversión y los costos de operación junto a la calidad de vida de los trabajadores.

Los otros criterios evaluados estuvieron relacionados con la flexibilidad de la opción para el ingreso de equipos, materiales y las facilidades ante emergencias potenciales que pudieran generarse. Los indicadores se muestran en el cuadro siguiente:

Tabla N° 4: Indicadores Económicos Opciones

OPCIÓN DE ACCESO	TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN (meses)	VAC (8%) (MUS\$)			TOTAL VAC (MUS\$)
		CAPEX	OPEX	HH Traslado	
RAMPA BUS	72	61	82	305	448
METRO TREN	109	177	213	363	753
PIQUE ELEVADOR	92	144	115	353	612

La opción Rampa - Bus, ha sido ampliamente probada en otras operaciones de la Corporación. También contempla plazos de ejecución con riesgos manejables para la complejidad del proyecto y el nivel de información geomecánica disponible a la fecha. La opción de túneles inclinados (Rampas) como acceso principal a la mina Chuquicamata Subterránea, se desarrolló con más detalle en etapas intermedias de la Ingeniería Conceptual. La conclusión final, indica que lo recomendable es el diseño de dos túneles paralelos, de 7.600 m de longitud, 8,75% de pendiente y separados a 30 m entre sí, lo que permite:

- ✓ Evitar la alta congestión que se simuló en períodos específicos del día, con las consiguientes demora en actividades tan relevantes como el desarrollo y preparación, abastecimiento de suministros, etc.
- ✓ Disminuir tiempos de traslado en horarios de cambio de turno.
- ✓ Disminuir el riesgo frente a emergencias.
- ✓ Facilidades para el mantenimiento y reparaciones mayores
- ✓ Cumplimiento del Artículo 79 del Decreto N°132/2002 Reglamento de Seguridad Minera, que dice: *“En toda mina de explotación deberán existir, a lo menos, dos labores principales de comunicación con la superficie, ya sean piques, chiflones o socavones, de manera que la interrupción de una de ellas no afecte el tránsito expedito por la otra....”*.

Los túneles nacen en Portales ubicados al sureste del yacimiento (entre Chuquicamata y la ciudad de Calama) y terminan en una rotonda de distribución en la llegada al Nivel 1 (ver Figura N° 27). Ambos serán de dos vías cada uno, con tránsito unidireccional y habilitados con tecnologías de punta para el control de tráfico, control de incendio y de ventilación.

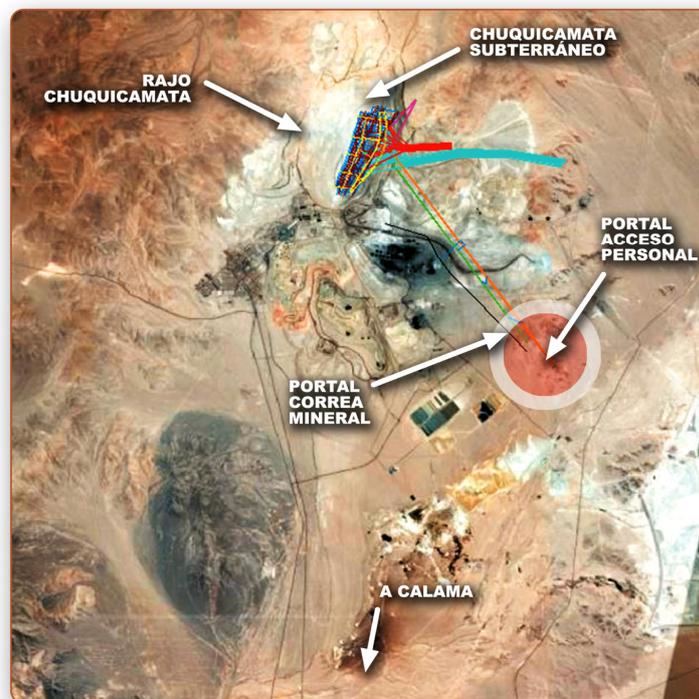


Figura N° 27. Accesos ubicados al sureste del Yacimiento

En la Figura N° 28 se muestra la conexión de los túneles principales a su llegada al Primer Nivel de explotación y conexiones a los accesos del propio nivel y los accesos hacia los niveles inferiores de la mina.

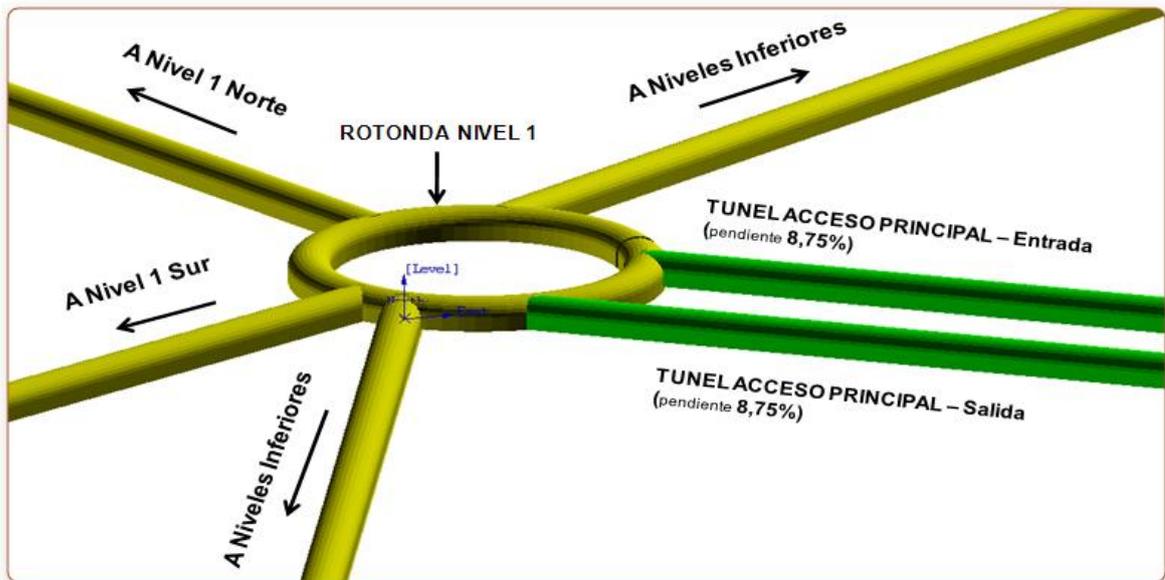


Figura N° 28: Conexión Túnel Principal con Nivel 1

El acceso desde el Nivel 1 hasta el Nivel 4, se hará mediante túneles de sección 7,5m x 6,0m, con pendientes de 5% en curvas y de 10% para los tramos rectos. Las dimensiones de los túneles permiten emplazar una calzada vial en toda su extensión, con dos pistas de circulación, las cuales tendrán tránsito bidireccional. La longitud total del trazado de los túneles, entre los niveles 1 y 4, es de 13.300 m aproximadamente para toda la vida útil de la Mina y serán construidos en etapas a medida que se incorporen los niveles de acuerdo al Plan de Producción.

Todos estos accesos serán pavimentados se formarán parte de la columna vertebral de la logística para la explotación del yacimiento.

La figura siguiente muestra el trazado proyectado para los túneles de accesos a superficie y a los niveles inferiores.

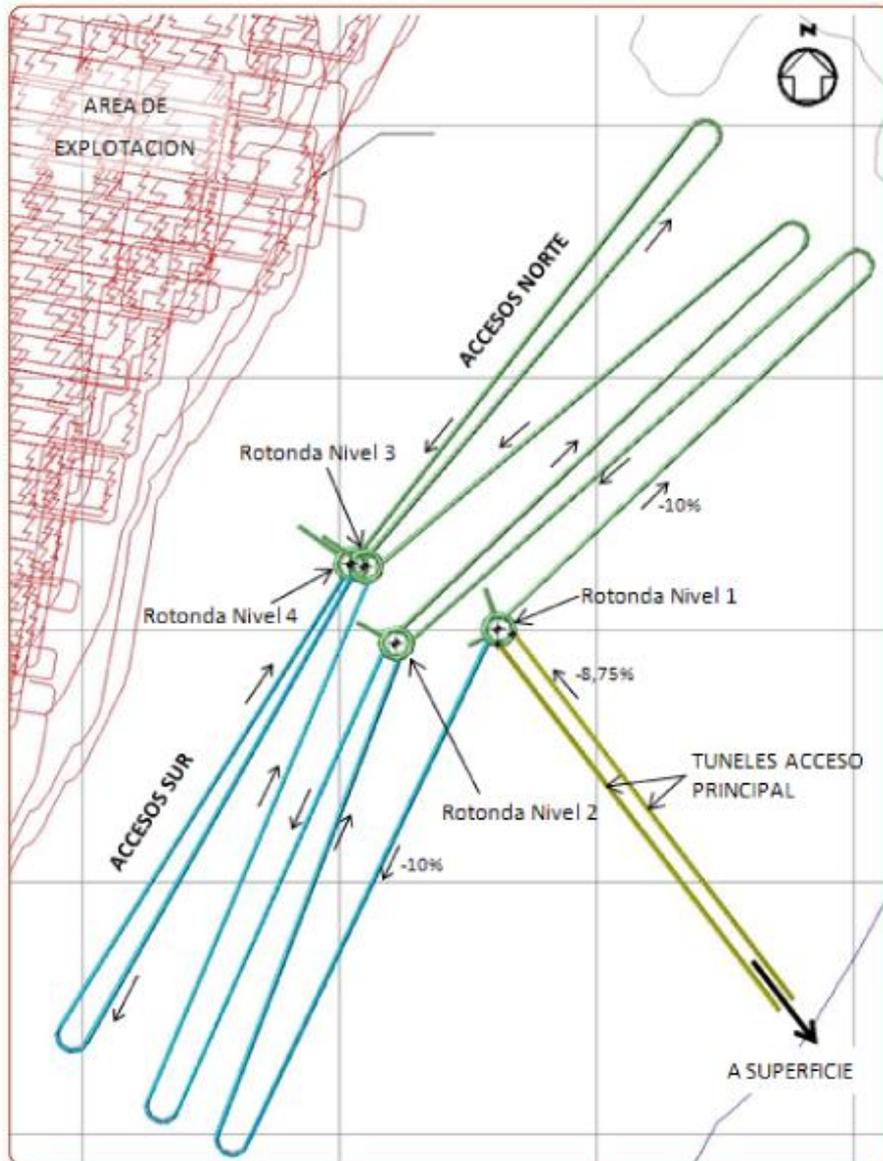


Figura N° 29: Túneles de accesos a Mina

Infraestructura Subterránea y en Superficie

El proceso productivo de la Mina Chuquicamata Subterránea requiere para su funcionamiento contar con unidades de apoyo en el interior mina y en superficie, las cuales constituirán un conjunto de instalaciones que permitirán asegurar un servicio integral para su operación.

La infraestructura subterránea estará compuesta principalmente por los barrios cívicos en cada nivel, los cuales estarán emplazados a cota del nivel de producción, uno en el sector norte y el otro en el sector sur, con una superficie total de construcción de 6.650 m². Cada barrio cívico contará con la siguiente infraestructura:

- ✓ Oficinas, 1 sala de reuniones para 30 personas y 1 sala de capacitación para 40 personas,
- ✓ Comedor para 480 personas y área de manejo alimentos (cocina),
- ✓ Servicios higiénicos,
- ✓ Posta de primeros auxilios,
- ✓ Plantas de tratamiento primario de aguas.

El barrio cívico propiamente tal, además cumplirá con la función de área de refugio de seguridad en caso de emergencia, el cual se dotará con los elementos indispensables que garanticen la sobrevivencia de las personas afectadas por un tiempo mínimo de al menos 48 horas.

La infraestructura de mantenimiento constará con Naves para la mantención y servicio de las flotas de equipos, tanto de producción como de desarrollo y preparación, ocupando una superficie construida total de 11.000 m². Para ello se habilitarán talleres de mantenimiento, de lubricación, de lavado, cambio de neumáticos, sala eléctrica, de instrumentación, sala de compresor, estructura de apoyo (pañol, baños, estacionamientos).

Para apoyar e implementar las funciones de producción y servicios de las operaciones de la mina, se ha proyectado una bodega mina para cada nivel, con una superficie de

1.400m² aproximadamente, planta de hormigón y shotcrete de 10 y 15 m³ por hora de capacidad, polvorines para el almacenamiento de explosivos de capacidad 25t equivalentes a de dinamita 60%, estacionamientos para buses de transporte de personal, etc. La infraestructura de superficie fue proyectada para dar apoyo a la mina subterránea y considera fundamentalmente una casa de cambio, con capacidad para 3.600 personas y con 5.800 m² de construcción, siendo uno de estos módulos de uso del personal femenino de la mina. En la siguiente figura se muestra la disposición de la casa de cambio.

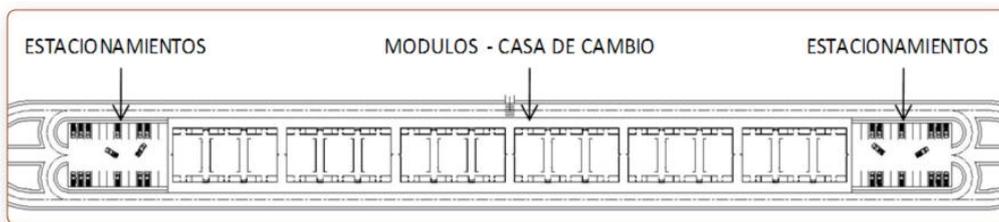


Figura N° 30: Planta disposición Casa de Cambio

Junto con esto, se proyectó un barrio cívico en superficie con 4.000 m² construidos, para la instalación de las oficinas administrativas del proyecto, sala multiuso, sala de control centralizado, casino para 300 personas y área para el estacionamiento de vehículos. Su disposición se muestra en la Figura N° 31.

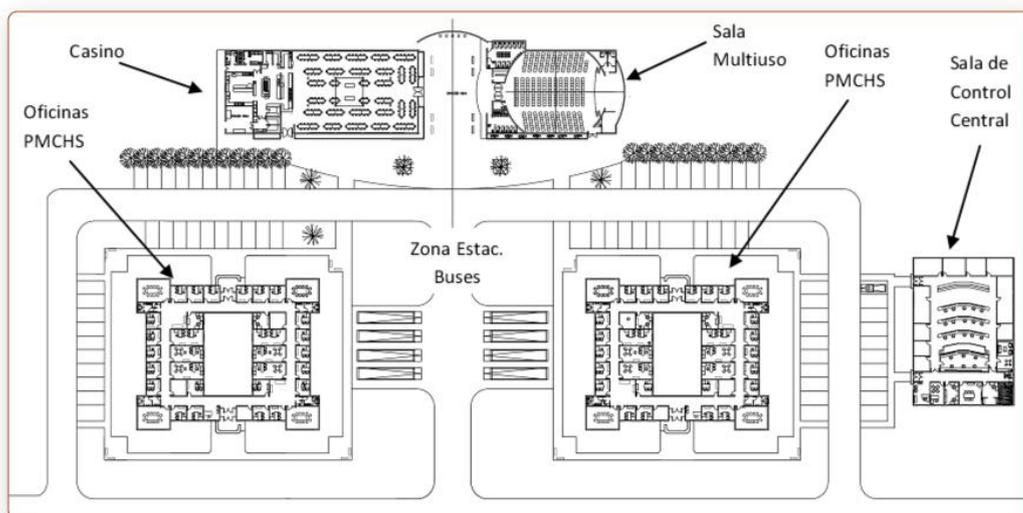


Figura N° 31: Planta Disposición Barrio Cívico en Superficie

Insumos y Servicios Relevantes

Los insumos y servicios relevantes considerados como básicos para el funcionamiento del proyecto fueron los siguientes:

✓ Energía Eléctrica

La demanda máxima eléctrica requerida por el proyecto es de 160 [MVA] y será proporcionada a la Subestación Eléctrica (S/E) Principal Mina Subterránea (proyectada), mediante dos líneas de 220 kV, desde las Sub-Estaciones Eléctricas Salar y Radomiro Tomic.

La S/E Principal Mina Chuquicamata Subterránea, en la cual el voltaje se transformará desde 220 kV a 33 kV, suministrará energía a las otras S/E ubicadas en los distintos sectores de la mina: S/E Ventilación Principal Inyección y Extracción, S/E Correas Overland, S/E Acopio en Superficie, S/E Transferencias 1 y 2, S/E Acopio Centralizado Subterráneo, S/E Niveles 1 al 4, S/E Chancadores Primarios Niveles 1 al 4, S/E Drenaje y S/E Accesos.

✓ Combustible

La infraestructura para el almacenamiento de combustible (petróleo diesel) en superficie se ha proyectado considerando dos estanques con una capacidad de 270 m³ cada uno y ubicados a 1.350 m al noreste del portal de acceso. Al interior de la mina y en cada nivel, existirán dos estanques de acero con una capacidad de 135 m³ cada uno, los cuales permitirán abastecer mediante un sistema de cañería las distintas bombas surtidoras que se ubicarán a lo largo del nivel.

El consumo de combustible, para la operación en régimen se estimó en alrededor de 12.000 m³/año, con un máximo de 16.000 m³/año. Para la etapa de construcción y puesta en marcha se prevé un consumo medio de 6.100 m³/año, con un máximo de 10.000 m³/año.

✓ Hormigón / Shotcrete

El hormigón y shotcrete se fabricará en el interior de la mina y las plantas de fabricación se encontrarán emplazadas en el primer y tercer nivel de explotación, lugares que contarán con silos para el almacenaje de las materias primas.

El consumo de hormigón durante la operación en régimen de producción de 140 ktpd, alcanza en promedio 25.000 m³/año, con un máximo de 67.000 m³/año.

El consumo de shotcrete durante la operación en régimen de producción de 140 ktpd, alcanza en promedio 22.000 m³/año, con un máximo de 38.000 m³/año.

Las plantas de hormigón y shotcrete en interior mina tendrán una capacidad de fabricación de 10 y 15 m³/h respectivamente.

✓ Explosivos y Accesorios de Tronadura

Para atender la demanda de explosivos, se ha proyectado polvorines tanto en superficie como en interior mina, 2 en cada nivel de producción. Los polvorines de interior mina tiene una capacidad de almacenamiento de 25 toneladas equivalentes a dinamita 60% cada uno, stock suficiente para medio mes de operación. El polvorín ubicado en superficie tiene una capacidad de almacenamiento de 51 toneladas equivalentes a dinamita 60%.

El sistema de abastecimiento de explosivos comienza con el suministro de los explosivos y accesorios de tronadura por parte de las empresas proveedoras y termina en los camiones distribuidores que suministran a los distintos frentes de consumo al interior de la mina.

El requerimiento medio de explosivos en régimen de producción de 140 ktpd será aproximadamente de 3.400 t, con un máximo anual de 4.500 t.

✓ Agua Industrial

El consumo de agua industrial, para el trabajo en régimen será cercano a los 750.000 m³/año con un máximo de 940.000 m³/año. Para la etapa previa de construcción se estimó un consumo promedio de 300.000 m³/año con un máximo de 410.000 m³/año.

La demanda total que tendrá el sistema de suministro de agua industrial asociado al PMCHS consideró los consumos de los equipos de producción y preparación minera, sistemas supresores de polvo, colectores de polvo, agua para los distintos talleres de mantenimiento de equipos y riego de caminos, entre otros.

✓ Agua Potable

El consumo de agua potable, para el trabajo en régimen será cercano a los 110.000 m³/año con un máximo de 140.000 m³/año. Para la etapa previa de construcción se estimó un consumo promedio de 72.000 m³/año con un máximo de 146.000 m³/año.

La demanda total que tendrá el sistema de suministro de agua potable asociado al PMCHS consideró el requerimiento de agua para la preparación de shotcrete y hormigón, además del consumo para campamento y faena, el cual se estimó en 100 litros por persona por día.

✓ Sistema de Agua Servidas

El sistema de tratamiento y manejo de aguas servidas considera la infraestructura necesaria para su captación, limpieza y conducción durante la etapa de producción de la mina.

Al interior de la mina, se ha proyectado una red de colectores y ramales que conducirán las aguas servidas a través de caminos proyectados de acceso y/o galerías de ventilación hacia el punto más bajo de cada nivel, en donde se ubicará una planta elevadora que impulsará las aguas hasta el acopio

centralizado subterráneo. En este sector, se ubicará la planta elevadora central, desde la cual se impulsarán las aguas residuales hasta superficie, donde se juntarán con las aguas servidas provenientes de la casa de cambio, oficinas y acopio de superficie, para finalmente conducir las hasta la planta de tratamiento de lodos activados convencional proyectada en superficie.

✓ Sistema de Drenaje

El sistema de drenaje considera la infraestructura necesaria para la captación, limpieza y conducción de las aguas infiltradas hacia el interior de la mina y de las utilizadas en las etapas de preparación y explotación minera. El caudal de agua por concepto de infiltraciones estimado en cada nivel de la mina fue de 692 m³/día (8,0 l/s).

En cuanto a las aguas industriales residuales, se ha considerado para efectos de dimensionamiento del sistema, que debe ser extraída la totalidad del gasto máximo demandado promedio diario en aguas industriales al interior mina, es decir 3.100 m³/día.

Para efectos de diseño, se considera un caudal total de extracción de aguas residuales de 4.200 m³/día.



10. VENTILACIÓN

Una primera etapa de estudios, fue orientada a la identificación y evaluación del área superficial del entorno de la mina, a objeto de determinar la ubicación óptima de los portales del circuito de ventilación principal, tanto de inyección, como de extracción de aire. La condicionante más importante que restringe, en este proyecto, la ubicación de los portales de inyección, es la contaminación.

Entre los contaminantes de mayor incidencia en la calidad del aire del sector, se encuentra: anhídrido sulfuroso (SO_2), material particulado de tamaño bajo 10 micrones (MP-10), polvo con contenido de sílice libre superior al 30% (SiO_2) y arsénico (As).

A objeto de determinar la condición futura de los contaminantes en el entorno de la mina y, de esta manera, la adecuada ubicación de los portales de inyección, tal de asegurar el suministro de aire fresco y limpio a las operaciones subterráneas, fue desarrollado un modelo de dispersión de contaminantes en la atmósfera. A partir de sus resultados, fue identificada una gran área denominada de "aire limpio", cuya probabilidad de ocurrencia de eventos con concentración mayor al 50% del límite ponderado promedio¹ de los contaminantes presentes, sea igual a cero.

Tempranamente se descartó la viabilidad de filtrar aire para inyectar a la mina, debido a que el caudal requerido supera los 7 millones de pies cúbicos por minutos. Así también se descartó la idea de construir "túneles falsos" por superficie y con eso disminuir la cantidad de construcción de túneles en roca, sin embargo y dada la muy irregular topografía del sector, comandado por importantes botaderos de lastre, generaba una cantidad inmanejable de obras de civiles y de estabilización geotécnica de los mismos.

¹ Valor máximo permitido para el promedio ponderado de las concentraciones ambientales de contaminantes químicos existentes en los lugares de trabajo durante la jornada normal de 8 horas diarias, con un total de 48 horas semanales (D.S. 594, artículo 59°)

Esta área, permitió identificar la superficie susceptible de contener los portales del circuito de inyección principal, los cuales quedaron distantes más de 5 km al este de la mina (Figura N° 33).

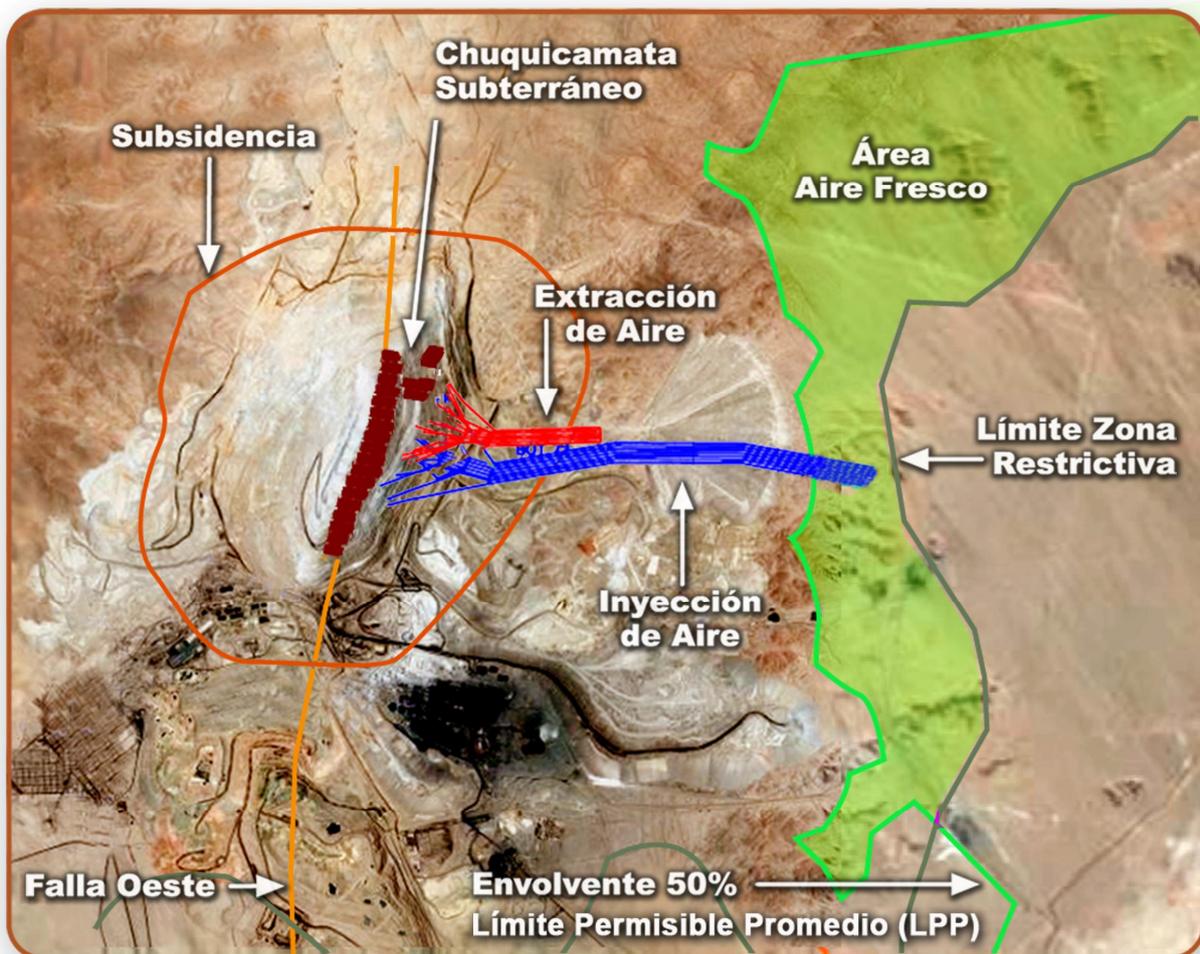


Figura N° 33: Área de Aire Limpio para Portales Circuito Inyección Principal

Para el circuito de extracción principal, las restricciones que aplican excluyen la calidad del aire, por lo tanto, la ubicación de los portales del circuito presenta opciones más cercanas a la mina, no obstante se encuentra fuertemente condicionada por la subsidencia de la explotación subterránea, por la topografía, la disposición actual y futura de los botaderos y la identificación de sectores fuera de los botaderos para poder construir infraestructura minera (piques).

La definición de puntos de evacuación de aire viciado, incluyó la evaluación de dos opciones, mediante una evaluación técnico - económica se eligió una extracción de aire centralizada al este del yacimiento.

La Figura N° 34 muestra el diseño propuesto para la inyección y extracción de aire.

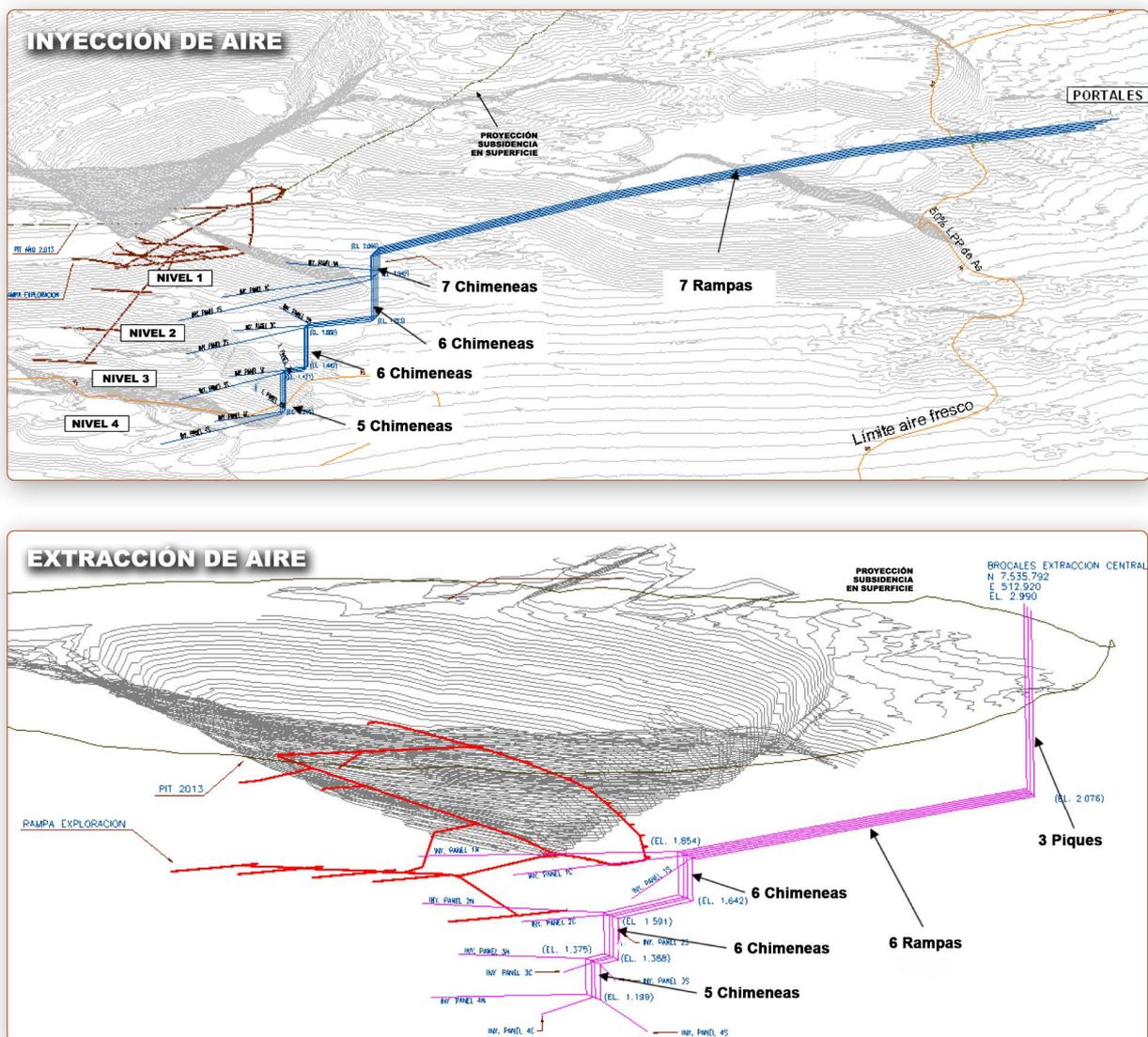


Figura N° 34: Disposición de Ventilación Principal (Inyección y Extracción de Aire)

Respecto del requerimiento de ventilación, el cálculo fue realizado en base a criterios establecidos en la legislación chilena y otros validados por especialistas internacionales en ventilación de minas. El cálculo de las necesidades de aire, asociado al plan minero de explotación de la mina con régimen de producción de 140 ktpd, presenta un comportamiento ascendente en el tiempo. En este cálculo, es importante destacar que existirán periodos de importantes incrementos de la demanda de aire debido a la coexistencia de operaciones de dos niveles de explotación como muestra la gráfica de la Figura N° 35. El requerimiento máximo de la mina asciende a 6.822 kcfm ($3.200 \text{ m}^3/\text{s}$), equivalente a 42,8 cfm/tpd, como promedio para toda su vida útil.

Comparativamente con otras operaciones similares de la Corporación, la División el Teniente presenta actualmente un requerimiento de ventilación de 7.000 kcfm, equivalentes a 51 cfm/tpd, mientras que Andina tiene un requerimiento para su mina subterránea de 3.200 kcfm, equivalentes a 40 cfm/tpd.

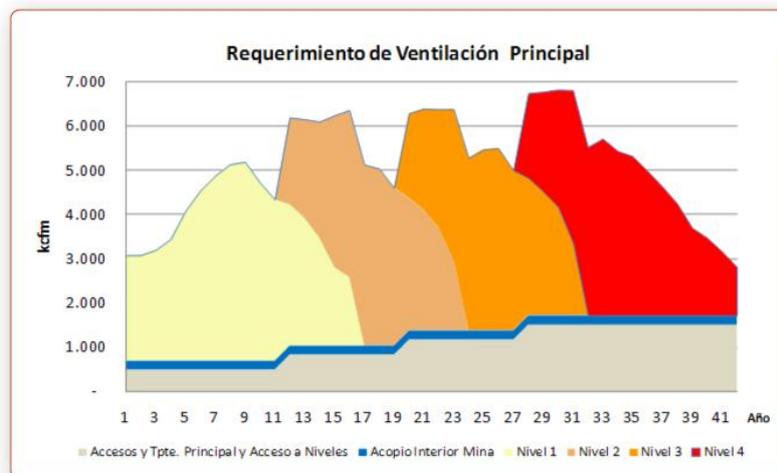


Figura N° 35: Requerimiento de Ventilación Principal

Respecto de la geometría del circuito, la decisión del proyecto definió una configuración de galerías y chimeneas, en un arreglo escalonado, para conectar a los niveles de ventilación secundaria de cada uno de los 4 niveles en que se proyecta explotar la mina.

Para el circuito de inyección principal, la configuración considera en el tramo inicial un total de 7 galerías con sección de 8x8 m, pendiente negativa de 15% y 4.560 m de largo cada una. Los tramos interiores del circuito, corresponden a chimeneas de 6m de diámetro y galerías de 8x8 m de sección. En total, la configuración completa del circuito de inyección consta de 47 km de galerías y 4,8 km de chimeneas, los cuales se incorporan en función del incremento de la demanda de aire.

Para el circuito de extracción principal la configuración considera el desarrollo y construcción de 3 piques de ventilación, de 10 m de diámetro y 972 m de profundidad. Los tramos interiores son similares a lo descrito para el circuito de inyección principal. La configuración completa del circuito de extracción principal contiene 2,9 km de piques, 19,7 km de galerías y 3,7 km de chimeneas.

La instalación de los ventiladores principales del circuito se definió en superficie. Para el circuito de inyección, el diseño considera un ventilador principal por cada portal, es decir, un total de 7 ventiladores, con una capacidad de 1.000 kcfm (472 m³/s) y 9 pulgadas de agua (2,24 kPa) de presión estática. Se proyecta instalar los ventiladores principales en una configuración de dos unidades en paralelo por cada pique en operaciones, es decir, un total de 6 ventiladores principales de 1.200 kcfm (566 m³/s) y 6 pulgadas de agua (1,5 kPa) de presión estática. En total el consumo eléctrico estimado para el circuito de ventilación principal, se estima en 14 MW-h.

El circuito de ventilación secundaria, complementa la acción de los ventiladores principales, al reimpulsar el aire y direccionarlo a las áreas en explotación. Cada uno de los 4 circuitos de ventilación secundaria, uno por cada nivel de la mina, se encuentra constituido por dos niveles de ventilación, uno de inyección, ubicado 22 m bajo el nivel de producción, y otro de extracción, ubicado 34 m bajo el mismo nivel.

11. ASPECTOS CLAVES DE GESTIÓN, OPERACIÓN Y RRHH

El diseño minero que se ha definido para la explotación de la Mina Chuquicamata Subterránea, ha considerado el uso de aquellas tecnologías que a la fecha son calificadas en la Corporación como “Tecnologías Probadas”. Lo anterior significa que no han sido incluidas las siguientes, a pesar que la configuración de mina definida (Macro Bloques) permite su implantación en cualquier momento de su vida útil:

- ✓ Uso de LHDs semiautomáticos
- ✓ Minería continua
- ✓ Uso de Sizer

Lo anterior implica que el tipo de operaciones unitarias a realizar son similares a las que actualmente se realizan en nuestras operaciones, por lo que se hace relevante rescatar aquellos aspectos de gestión, operación y manejo del recurso humano que permita maximizar el uso de los activos, flexibilizar la gestión, disminuir la exposición de las personas a los agentes contaminantes y de riesgo, rescatando todas aquellas prácticas existentes tanto al interior de Codelco como en el mercado comparable.

El Modelo de Negocio de la Mina

Codelco ha seguido la tendencia de externalización de servicios, que se ha dado en la minería en la última década, llegando a relaciones en que las empresas colaboradoras están a cargo de procesos completos, como es el caso de la preparación minera en las minas subterráneas de toda la Corporación.

Es posible que sea estratégicamente necesario, recuperar una capacidad mínima de desarrollo minero al interior de la Corporación, que permita equilibrar las necesidades



estratégicas y de largo plazo, con la conveniencia económica y de corto plazo, que una operación full terceros en el desarrollo y construcción aparenta entregar.

El proyecto no ha hecho un análisis profundo y sistemático del problema, en el entendido que debe ser analizado y definido sobre bases sólidas durante la Ingeniería Básica del Proyecto.

Para efectos de esta ingeniería, en particular para la valorización de los costos de inversión y operación, se ha considerado la discretización de operaciones propias y de terceros, según se muestra en la siguiente tabla.

Tabla N° 5: Discretización de Operaciones Propio y Servicios de Terceros

PROCESO	INTERNO	EXTERNO
PREPARACIÓN MINA	Inspección Técnica	Desarrollo
	Administración de Contratos	Preparación
	Diseño y Planificación de Obras	Hundimiento
MANTENIMIENTO	Mantenimiento Mecánico, Eléctrico y Electrónico de Equipos Principales	Infraestructura de Servicios de Apoyo
	Mantenimiento de Infraestructura Principal	Reparación de Componentes
		Overhalls de Equipos
EXTRACCIÓN, MANEJO INTERMEDIO DE MINERAL Y TRANSPORTE PRINCIPAL	Extracción	Actividades de Apoyo Menores
	Chancado y Transporte Intermedio	
	Transporte Principal	
INGENIERÍA Y PLANIFICACIÓN MINA, SUSTENTABILIDAD Y RRHH	Ingeniería y Planificación Mina y Mantenimiento	Asesorías Específicas de Expertos Actividades de Apoyo
	Sustentabilidad	
	RRHH	

Para la gestión de operaciones de desarrollo se ha considerado una estructura basada en la inspección directa de las operaciones de terceros, evitando con esto la delegación y

“burocratización” del sistema de administración de contratos, tal como lo hizo históricamente Salvador y lo está implementado en su Mina Subterránea la División Andina desde el segundo semestre de 2008.

Por su parte y en lo que respecta a las operaciones de producción, éstas han sido consideradas íntegramente con personal propio, considerando operaciones con terceros sólo en actividades de servicios a la producción, como por ejemplo; administración de polvorines y paños, servicios varios de regadío, extracción de rises, suministros, transporte de personal, entre lo más relevantes.

Finalmente, en lo que respecta a mantenimiento, se ha considerado una estructura tal que todas las operaciones de mantención directa y de reemplazo de componentes, estará efectuada por personal propio y se considera la participación de terceros en las mantenciones mayores, reparaciones de componentes, entre las más relevantes.

Es necesario recalcar que estas definiciones sólo representan un escenario que ha permitido estimar dotaciones, perfiles de requerimientos de equipos y valorizar costos de inversión y operación, configuración que debe ser estudiada en detalle y definida para su implantación posterior durante el Estudio de Factibilidad, conjuntamente con el estudio y definición del modelo de negocio global del proyecto.

Sistema de Turnos

Durante los últimos años, la Corporación ha desplegado importantes esfuerzos y realizado grandes inversiones con el fin de asegurar continuidad operacional y aumentar las horas operativas de los equipos móviles.

Algunos ejemplos de ello, son:

- ✓ La creación de diversos bonos de continuidad operacional: manilla-manilla, choca en ruta, auto-relevo, prueba industrial, etc. (Codelco Norte)
- ✓ La estimulación de la rotación entre cargos mediante la implementación de Desarrollo de Carrera Laboral (División El Teniente).

Estos esfuerzos tienen en común, el no haber conseguido mejoras sostenibles en las horas operativas de los equipos móviles, manteniendo promedios cercanos a las 16,5 horas diarias, es decir, 5,5 horas operativas por turno aproximadamente. A continuación se muestra horas operativas de LHD en distintas minas subterráneas:

Tabla N° 6: Horas Operativas en distintas Minas Subterráneas

	SALVADOR	TENIENTE	ANDINA	HENDERSON
TIEMPO TURNO TOTAL (hrs.)	8	8	8	12
TIEMPO OPERATIVO LHD POR TURNO (hrs./turno)	5:38	5:42	4:29	8
TIEMPO OPERATIVO DÍA (t/turno)	16,5	17	13,5	16
TONELAJE EXT. P/TURNO EN UN LHD (t/turno)	1420	1107	949	2539,6
TONELAJE VS. TIEMPO OPERATIVO (t/hrs.)	240	189	221	317,45

Consecuentemente con lo anterior, el Proyecto se propuso asegurar la continuidad operacional y aumentar las horas operativas por día, mediante un diseño adecuado de sistemas de turnos, considerándolo como un elemento crítico que influye en el logro del objetivo de maximizar el rendimiento de los activos relevantes en la cadena productiva.

El objetivo anterior debe necesariamente considerar, que el análisis de la organización de la jornada de trabajo, requiere incluir también variables psicosociales, especialmente las vinculadas con la seguridad, descanso y vida familiar, dado sus implicancias en la disminución de la probabilidad de accidentes, el mejoramiento de la calidad de vida de los trabajadores y sus familias y, consecuentemente, en la productividad laboral.

A partir del análisis de procesos y sus funcionalidades, se determinó que de las operaciones donde intervienen personas, la que influye de manera crítica en el ritmo de producción y de la eficiencia global de proceso minero si la granulometría es moderada, es la operación de los equipos LHD.

Este antecedente determinó que en la Ingeniería Conceptual, el análisis fuera enfocado a definir el sistema de turnos que permitiera aumentar las horas operativas de los equipos LHD, que por las razones expuestas en capítulos precedentes ha sido considerada con operación manual, como el subproceso que impacta directamente el funcionamiento de los demás sistemas productivos de MCHS.

Durante el estudio de las posibilidades de turnos, se analizó diferentes factores que intervienen estableciendo restricciones y condicionando las posibilidades de diseño, factores provienen principalmente de las siguientes fuentes:



Figura N° 36: Aspectos de análisis para diseño de Turnos

De los Factores Ambientales y de Salud Ocupacional

A partir de estudios ergonómicos realizados en la operación de LHD en minas subterráneas de la Corporación, se concluyó que el factor que representa la mayor exigencia en el operador de LHD, es físico y se debe principalmente a las vibraciones a las que se ve expuesto su organismo.

Dependiendo de su intensidad, las vibraciones pueden ser perjudiciales para la salud. Debido a esto Decreto Supremo N° 594 en los artículos 83° a 94° regula el tiempo

máximo de exposición a las vibraciones por jornada laboral y establece una metodología para determinar dicha aceleración vibratoria.

En la Tabla N° 7, se muestran los resultados del monitoreo de aceleraciones (vibraciones) en las cabinas de equipos LHD en distintos sectores de El Teniente durante 2007, de acuerdo a la metodología establecida en el DS 594. El cálculo de la aceleración equivalente total ponderada en frecuencia (AeqTP) se realizó mediante la metodología definida en la legislación señalada.

Los tiempos máximos de exposición se extrapolan de la tabla entregada en el artículo 88° del DS 594:

Tabla N° 7: Datos de Monitoreo Vibraciones en Operación LHD

EQUIPO	Aceleración equivalente ponderada en m/seg				Exposición Máxima (hrs)
	Aeqx	Aeqy	Aeqz	AeqTP	
Toro 675	0,521	0,573	1,16	1,46	2,5
Toro 683	0,53	0,54	1,47	1,47	2,5
Toro 683	0,522	0,49	0,74	1,25	6,5
LHD 690	0,63	0,49	0,83	1,15	4,5
LHD 681	0,47	0,39	0,73	0,95	6,5
LHD 677	0,495	0,401	0,885	1,086	4,5
Pala Toro 653 (7 yd3)	0,356	0,366	0,79	0,79	6
Wagner 050	0,6	0,44	1,38	1,38	3,5

Estos datos muestran que el tiempo de exposición admisible a las vibraciones varía entre 2,5 y 6,5 hrs, dependiendo de las condiciones de operación tales como: irregularidades en las calles, tiempo de transporte, velocidad y distancia de los recorridos en las calles, estado de los asientos y cabina de la pala, entre las más relevantes.

Adicionalmente, se analizó estudios internacionales realizados con relación a vibraciones en LHD y tiempos máximos de exposición propuestos. A modo de ejemplo, estudios realizados en Canadá, que abordan la problemática del tiempo máximo de exposición en

LHD en minería, concluyen que esta actividad por sus vibraciones sobrepasa el límite ISO existente de 6 horas diarias máximas.

Teniendo presente las consideraciones descritas, el proyecto utilizó en su diseño de turnos un criterio de tiempo máximo diario para de operación de los equipos LHD de 5 horas por trabajador.

De otros Aspectos Legales

Otro antecedente que condiciona la elaboración de las diferentes alternativas para sistemas de turno, es el marco legal vigente. En este sentido, las regulaciones contenidas en el Capítulo IV del Libro I del Código del Trabajo, relativa a la jornada de trabajo, entre sus artículos 21 al 40, definen distintos aspectos a considerar en las propuestas de sistemas de turno, algunos de las cuales son:

- ✓ Duración Máxima Jornada Ordinaria Semanal.
- ✓ Distribución de la Jornada (colación y pausas).
- ✓ Descanso Semanal 7º Día.
- ✓ Domingo o 7º Día descanso obligatorio.
- ✓ Jornadas Especiales (Excepcionales).
- ✓ Sistema Especial de Distribución de Jornadas y descansos (sujeta a la aprobación de Director del Trabajo).
- ✓ Jornada de lugares alejados de centros urbanos.
- ✓ Jornada Extraordinaria.
- ✓ El turno se inicia en el momento que el trabajador ingresa a la sala de cambio y considera el tiempo de traslado al punto de trabajo.

Adicionalmente, la Dirección del Trabajo ha definido un conjunto de criterios que orientan el ejercicio de la facultad concedida a su Director, para la aprobación de sistemas especiales de distribución de jornadas y descansos. Estos criterios están establecidos en el formulario de solicitud de sistema excepcional de distribución de jornada de trabajo y descanso F35-1.

De la Seguridad Laboral

Se consideró diversos factores que inciden en el riesgo asociado a la fatiga, de modo de diseñar un turno que minimice este riesgo. Algunas de ellas son:

- ✓ *Velocidad y dirección de la rotación:* es preferible un sistema de rotación rápido (menores a la semana) y horaria (mañana/tarde/noche)
- ✓ *Horas de descanso entre turnos:* se debe descansar mínimo 24 horas antes de reincorporarse al trabajo, luego de un turno nocturno y se debe considerar cuanto tiempo real deja para dormir el arreglo horario.
- ✓ *Sobretiempo y jornadas prolongadas:* sólo debería considerar jornadas mayores a 8 horas, cuando existe certeza de que la carga de trabajo permite el trabajo prolongado.
- ✓ *Horario de comienzo y término de turnos:* algunas investigaciones indican que se debe evitar el inicio demasiado temprano del turno de mañana con el propósito de no reducir la duración del sueño previo.
- ✓ *Pausas para turnos de 8 horas:* se recomienda mínimo dos pausas de 10 minutos y un tiempo de colación de 30 minutos, de acuerdo a estándares australianos
- ✓ *Pausas para turnos de 12 horas:* se recomienda mínimo dos pausas de 20 minutos de acuerdo a estándares australianos y un tiempo de colación de 60 minutos de acuerdo a legislación chilena.

En consecuencia, adicionalmente se estableció que el diseño de PMCHS debería cumplir con la mayoría de los estándares antes mencionados, de modo de asegurar jornadas laborales con un trabajador descansado, lo que incide en la mayor concentración en el trabajo, la consecuente disminución de la probabilidad de accidentes y buscar su máximo potencial desde el punto de vista de la productividad laboral.

Descripción de Sistemas de Turnos Analizados

Se describen a continuación los turnos analizados para la elaboración de la propuesta, el de 8 hrs. y el de 12 hrs.

1. Alternativa con Turnos de Ocho horas

Para turnos de 8 horas normales, existen una serie de combinaciones en uso (7x1 7x2 7x4; 6x1 6x2 6x3) las cuales están diseñadas para cumplir con una relación de 3:1 entre días trabajados y días descansados, mostrándose gráficamente en la siguiente figura la configuración de un turno de 8 horas.

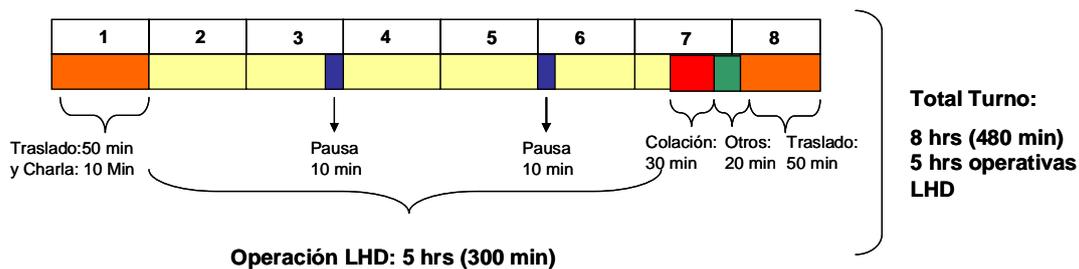


Figura N° 37: Esquema Turno de 8 hrs. de acuerdo a criterios PMCHS

En la siguiente tabla se muestra el desglose del tiempo de traslado en MCHS:

Tabla N° 8: Tiempos de Trayecto Mina Chuquicamata Subterránea

TIEMPO EN MINUTOS	
Tiempo en Casa de Cambio	15
Casa de Cambio al Bus para Acceso	1
Desfase Promedio Salida Casa de Cambio	4,2
Portal Barrio Cívico Primer Nivel	25
En Barrio Cívico Primer Nivel	1,5
Viaje a Frente de Producción	3
TIEMPO VIAJE TOTAL	49,7

Con el fin de hacer las operaciones, procesos más continuos, el equipo de proyecto de MCHS, analizó y definió la implementación de turnos de 8 horas traslapados. En la práctica esto significa que un turno empieza antes que el turno anterior termine y por tanto, se cuenta con 4 turnos al día para cubrir las 24 horas, obteniéndose un total de 20 horas operativas diarias, lo que se grafica en siguiente Figura N° 38:

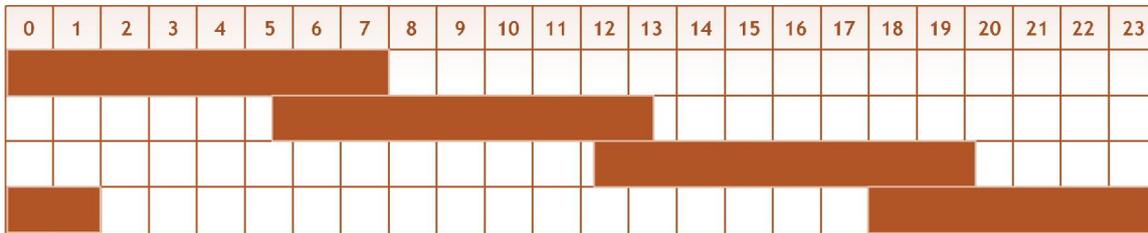


Figura N° 38: Esquema de Turnos de 8 hrs. con traslape

Este modelo se concibió para darle continuidad al proceso de extracción minera, incluyéndose por tanto a los operadores de LHD, Jumbo, Martillo Móvil y apoyos de la reducción secundaria. Sólo se traslapan horas no operativas, dejando las horas operativas con mayor continuidad. Adicionalmente, se consideró utilizar el arreglo 4x2 que con una proporción de 2:1 entre días trabajados y días descansados, lo que implica que el sistema debe tener 6 grupos de trabajo.

2. Alternativa con Turnos de Doce horas con rotación (4x4)

Para el diseño del turno de 12 horas, la restricción relacionada con las vibraciones, obliga a considerar la rotación en los puestos de trabajo para cumplir con las 5 hrs de operación y aumentar las horas operativas. Por tanto, se incorpora la rotación entre operadores de LHD y los de la operación de reducción secundaria (cachorreros), dado que estos son los únicos trabajadores de la extracción que realizan funciones no afectas a vibraciones. De acuerdo a esto, el esquema diario de la distribución del turno para la operación del LHD y cachorreros, es el siguiente.

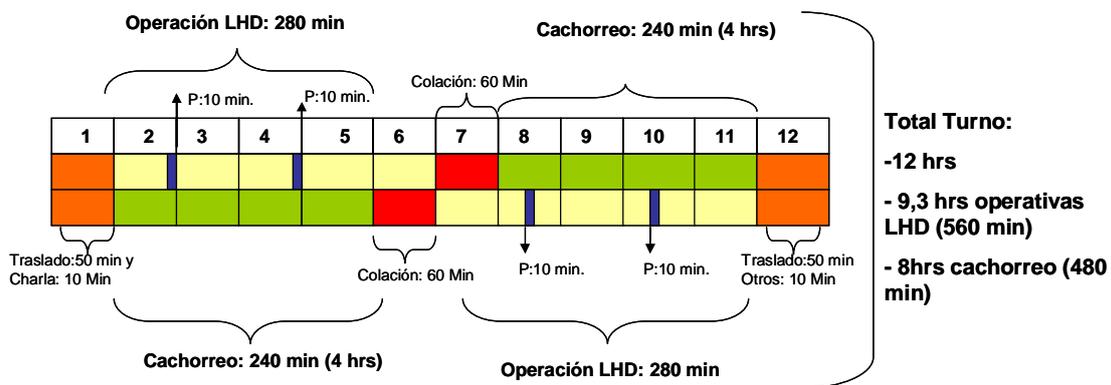


Figura N° 39: Esquema Turno de 12 hrs. de acuerdo a criterios PMCHS

Dado que la dotación de apoyo a la reducción secundaria (cachorreros) es menor a la requerida para la operación de LHD, se debe considerar mayor dotación para poder hacer efectiva la rotación.

El sistema de turno denominado 4x4 está siendo aplicado en diferentes faenas mineras a rajo abierto principalmente, con campamento de solteros. Esta propuesta cuenta con una proporción de 1:1 entre días trabajados y días descansados y requiere de cuatro grupos de trabajo.

La simple comparación de los parámetros resultantes de las diferentes jornadas descritas se muestra en la Tabla N° 9:

Tabla N° 9: Tiempos operativos para las distintas alternativas de turnos

PARÁMETRO	8 hrs. normal	8 hrs. traslapado 4x2	12 hrs. con rotación 4x4
HORAS OPERATIVAS DEL LHD POR TURNO	5	5	9,3
NÚMERO DE TURNOS	3	4	2
HORAS OPERATIVAS LHD DIARIAS	15	20	18,6

Hasta este punto del análisis, la capacidad de generar 20 hrs operativas por día con la jornada de 8 hrs traslapada, marcó una diferencia cuantitativamente significativa respecto de la jornada de 12 hrs, en el caso de Chuquicamata donde la ciudad está relativamente cerca de las operaciones.

Esta configuración, sumada a considerar para las otras operaciones no involucradas directamente con las descritas, un sistema clásico de operación con turnos de 8 horas con tres turnos por día, permite definir una estructura de turnos para la dotación propia según muestra la Figura N° 40:

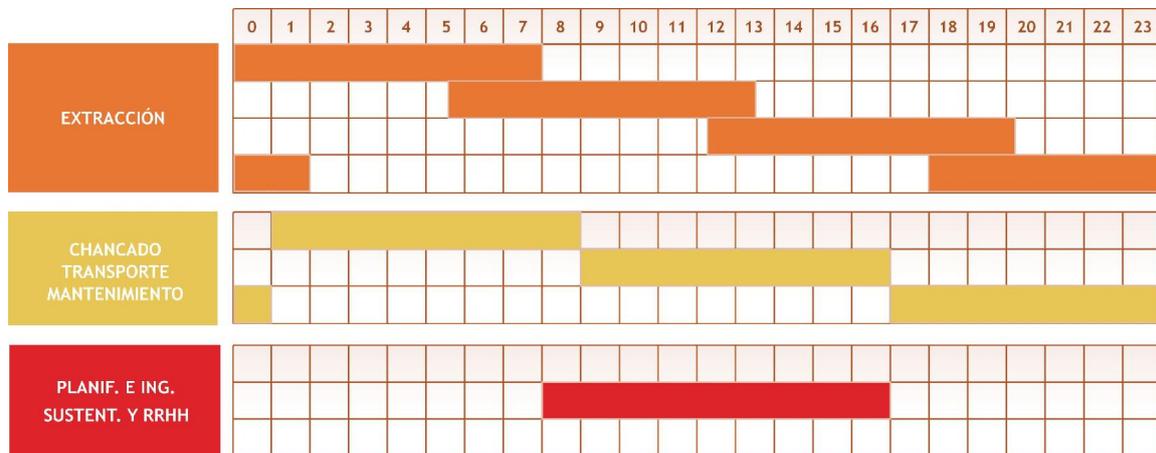


Figura N° 40: Diagrama Sistemas de Turnos PMCHS

Sin duda alguna, fue necesario hacer una evaluación económica en una fase temprana de la ingeniería tal de verificar la bondad del esquema traslapado de 8 hrs, versus una configuración de 12 hrs, para lo cual se utilizó la herramienta desarrollada para evaluación económica independiente del Proyecto, utilizando una tasa de descuento de 8%, se obtuvieron los siguientes diferenciales de VAN relativos al turno base para las opciones de turnos:

Tabla N° 10: Diferenciales de VAN según Sistemas de Turno

Unidad		8 hrs. normal	8 hrs. traslapado 4x2	12 hrs. con rotación 4x4
VARIACIÓN VAN	(K US\$)	745	0	1900
	%	+ 0.1%	0%	+0,4%

Estos resultados muestran que no existe diferencias significativas entre las tres alternativas en términos económicos ya que los diferenciales son menores al 1% lo cual está por debajo del nivel de error de la evaluación.

El análisis económico comparado de los distintos turnos, arroja que los valores afectados por el cambio de turno son: la flota de equipos móviles, las dotaciones y el gasto de

ventilación. Se verifica que la flota de equipos móviles disminuye con el aumento de horas operativas diarias y esta disminución afecta aminorando el gasto de ventilación. Por su parte, las dotaciones totales de operadores y mantenedores, dependen del número de equipos, por lo que por turno disminuyen con el aumento de horas operativas principalmente cuando hay un operador por LHD. Dada la diferencia en los factores de reemplazo, las dotaciones totales tienden a compensar un aspecto con el otro.

Desde la perspectiva de potencial para el negocio, el turno traslapado de 8 hrs presenta las mayores ventajas, ya que ofrece 20 horas operativas sin requerir de ninguna práctica de trabajo especial para ello. Establece una holgura de 20 minutos, tiempo que puede ser usado para capacitación o para aumentar las horas operativas si se logran mejorar las condiciones ergonómicas de operación del LHD (por ejemplo si se logra contar permanentemente con carpetas de rodados en estado óptimo).

Por otra parte, a la luz de la seguridad laboral, del análisis de los factores que inciden en el riesgo asociado a la fatiga es el turno 4x2 aquel que ofrece las condiciones de menor riesgo.

El sistema de turno 4x2 asegura el cumplimiento de los tiempos de exposición máximos a vibraciones sin necesidad de innovar en cuánto a prácticas de trabajo y por lo tanto puede mejorar los índices de salud de los trabajadores en términos de disminuir la incidencia de enfermedades osteomusculares crónicas que actualmente se presenta en un 10% de la población a los 15 años de trabajo.

Esto último representa en el largo plazo no sólo un beneficio directo para la salud del trabajador, sino que adicionalmente al incidir sobre indicadores como ausentismo y gasto en salud, se transforma en una agregación de valor al negocio que puede ser cuantificada en estudios posteriores.

En definitiva, el diseño de un sistema de turnos, implica lograr una adecuada combinación de turnos “óptimos” de los distintos puestos y sistemas de trabajo de MCHS, los cuales tienen demandas físicas y psicosociales muy distintas.

Es así como el sistema de turnos propuestos para la operación de la MCHS, considera que existen tres tipos de sistemas de trabajo que requieren de turnos distintos:

- ✓ El del núcleo operativo a cargo del proceso de extracción y sus equipos móviles, para los que, se propone un turno continuo con ocho horas de trabajo, traslapadas, en un arreglo de 4X2, con lo que se obtiene cuatro turnos por día.
- ✓ El del núcleo operativo a cargo del resto de los procesos incluido la preparación, chancado, transporte y mantenimiento, para los que se propone un turno continuo con ocho horas de trabajo por turno, como los que existen actualmente en la Corporación con tres turnos por día con alguna de sus configuraciones clásicas.
- ✓ El sistema propuesto para las áreas staff que incluye a los profesionales y técnicos especialistas (Ingeniería, Planificación-Sustentabilidad y RRHH). Estos, por la naturaleza de sus funciones, no tienen una dependencia directa con el proceso productivo continuo por lo cual, se definió un turno discontinuo de lunes a viernes con nueve horas de trabajo por jornada u otro arreglo a definir con un máximo de 45 horas semanales, o alguna configuración especial dependiendo de la realidad de mercado y laboral que en ese momento se verifique en el país.

12. COMENTARIOS FINALES

Este documento resume las principales decisiones tomadas durante el desarrollo de la Ingeniería Conceptual, las que conforman lo esencial en cuanto a los aspectos técnicos para asegurar la viabilidad técnica del proyecto, y en los aspectos económicos por representar en conjunto un alto porcentaje del total de las futuras inversiones y del resultado esperado en los costos durante la etapa de operación.

El nivel de respaldo que éstas tienen, cumple con los requisitos de precisión de una Ingeniería Conceptual. Sin embargo, existen oportunidades de mejora que permitirá agregar valor en algunos aspectos específicos tal de asegurar y/o mejorar el resultado económico de la inversión como producto de la siguiente etapa de Estudio de Factibilidad.

En el anexo adjunto se encuentra el listado de documentos en la cual fueron basadas estas principales decisiones.



13. ANEXO: LISTADO DE PRINCIPALES DOCUMENTOS DE RESPALDO

CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO

- ✓ Geotechnical Basis, Conceptual Engineering Underground Chuquicamata Project, Informe ICG06 - 2327 - 2D, Itasca, SRK & Derk, January 2006.

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-009-REV P, Análisis del Diseño, Ubicación de Pisos de Hundimiento, 30 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-201-REV P, Selección entre Panel Caving y Macro Bloques, 26 de Junio de 2008.

CONFIGURACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-004-REV P, Resumen Consolidado Minería, 23 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-209-REV P, Análisis de Aplicación LHD 9 yd3, 11 de Junio de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-227-REV Q, Diseño Conceptual de la Tecnología de Preacondicionamiento, 09 de Diciembre de 2008.

RECURSOS EXTRAÍBLES

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-206-REV P, Metodología de Cálculo de Reservas, 26 de Junio de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-222-REV Q, Plan de Producción Capacidad Mínima, 07 de Noviembre de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-223-REV Q, Plan de Producción Capacidad Media, 07 de Noviembre de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-224-REV Q, Plan de Producción Capacidad Máxima, 07 de Noviembre de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-229-REV P, Informe de Diseño de la Mina, Resumen Consolidado, 19 de Febrero de 2009.

CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-015-REV P, Análisis de Variables de Planificación, Ramp Up - Ritmos y Capacidades, 29 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-2000-MIN-INF-001-REV P, Análisis de Variables de Planificación, Resumen Consolidado, 30 de Abril de 2008.

MANEJO DE MINERALES

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MIN-INF-001-REV P, Informe Técnico Análisis y Selección de Opciones Base Manejo de Materiales, 03 de Diciembre 2007.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MIN-INF-004-REV P, Informe Análisis de Opciones para Manejo de Minerales, 04 de Febrero de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MIN-INF-007-REV P, Informe Técnico Manejo de Materiales Estudio Comparativo Opciones con Chancado Local, 24 de Marzo de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MIN-INF-009-REV P, Informe Técnico Selección de Opciones de Manejo de Mineral, 08 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MEC-INF-004-REV P, Informe Transporte Principal Opción Pique-Skip, 27 de Mayo de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MEC-INF-006-REV P, Informe Selección Transporte Principal Rampa Correas v/s Pique-Skip, 10 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MIN-INF-305 REV P, Informe Consolidación Sistema Manejo de Mineral, 01 de Diciembre de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MEC-INF-309-REV P, Informe Acopios Interior y Exterior, 05 de Enero de 2009.

INFRAESTRUCTURA PRINCIPAL Y SERVICIOS

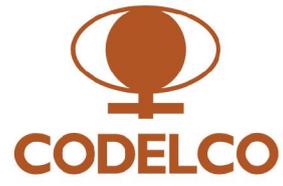
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MEC-INF-011-REV P, Selección y Evaluación Accesos Principales, 10 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MEC-INF-316-REV T, Informe Consolidado de Servicios y Suministros, 29 de Enero de 2009.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-MEC-INF-314 REV P, Informe Consolidado de Infraestructura, 24 de Febrero de 2009.

VENTILACION

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-VYC-INF-300-REV P, Informe Técnico Ventilación Accesos y Sistema de Transporte Principal, 03 de Julio de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-VYC-INF-301-REV P, Informe Técnico Circuito de Ventilación Principal, 29 de Octubre de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-3000-VYC-INF-302 REV P, Informe Técnico Ventilación Secundaria, 29 de Octubre de 2008.

ASPECTOS CLAVES DE GESTIÓN, OPERACIÓN Y RRHH

- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-0000-RRH-INF-002-REV P, Levantamiento y Estructuración de Información Interna y Externa, RRHH, 13 de Febrero de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-0000-RRH-INF-002-REV P, Levantamiento y Estructuración de Información Interna y Externa, Integración Disciplina Gestión y RRHH, 17 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-SKMMIN-0000-RRH-INF-022 REV P, Evaluación de Escenarios de Análisis, 30 de Abril de 2008.
- ✓ MSC-ICO-VCPCHS-4000-RRH-EHL-077 REV Q, Propuesta de Sistemas de Turnos, Junio 2008.
- ✓ MSC-ICO-VCPCHS-4000-RRH-INF-136 REV P, Descripción de Procesos y Funciones, Septiembre 2008.
- ✓ MSC-ICO-VCPCHS-4000-RRH-INF-144 REV P, Diseño de Gestión del Cambio Cultural, Septiembre 2008.
- ✓ MSC-ICO-VCPCHS-4000-RRH-INF-224 REV P, Evaluación Complementaria de Turnos Extracción, Diciembre 2008.
- ✓ MSC-ICO-VCPCHS-4000-RRH-INF-145 REV Q, Criterios para Estimación Dotacional, Enero 2009.



ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD
PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRANEA