



CODELCO CHILE
VICEPRESIDENCIA CORPORATIVA DE PROYECTOS



CRITERIOS ESPECÍFICOS DE DISEÑO

MSC-ICO-VCPCHS-0000-GEN-CDI-290



CODELCO CHILE

VICEPRESIDENCIA CORPORATIVA DE PROYECTOS

ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD

PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA

DIVISION CODELCO NORTE

CRITERIOS ESPECÍFICOS DE DISEÑO

MSC-ICO-VCPCHS-0000-GEN-CDI-290

REV. P

Abril 2009

P	20/11/08	Firma	 Marcelo Galleguillos G. Tomás Leño CH Samuel Peñaloza B. César Tramón C.	 Sergio Bustamante G.	 Sergio Olavarria A.
Rev.	Fecha	Emitido para	Realizado por	Revisado por	Aprobado por

CONTENIDOS

1	INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS	7
2	ALCANCE	8
3	CRITERIOS GEOMECÁNICOS	9
3.1	Falla Oeste	9
3.2	Pit Final	9
3.3	Calidad de la roca	9
3.4	Subsidencia para Ubicación de Infraestructura Permanente	10
3.5	Subsidencia para Ubicación de Infraestructura de Nivel.	11
3.6	Distancia entre niveles	12
3.7	Variante Método de Explotación	12
3.8	Tamaño Mínimo Macrobloque	13
3.9	Distancia entre Macrobloques	14
4	CRITERIOS DE PLANIFICACIÓN Y DISEÑO MINERO	15
4.1	Uso del Pre-Acondicionamiento	15
4.2	Indicador de Certidumbre para Definición de Envoltentes de Explotación	15
4.3	Altura de Columnas	17
4.4	Velocidad de Extracción	17
4.5	Ramp Up	18
4.6	Punto de Entrada de la Dilución	19
4.7	Uso de Tecnologías Probadas	20
5	CRITERIOS PARA DISEÑO DE INFRAESTRUCTURA DE NIVEL	21
5.1	Ubicación y Emplazamiento de Infraestructura de Nivel	21
5.2	Barrios Cívicos y Talleres	22
6	CRITERIOS DE DISEÑO PARA ACCESO MINA	23
6.1	Selección de Acceso y Medio de Transporte Mina	23
6.2	Número de Rampas y de Vías en Acceso Mina	23
6.3	Trazado y Pendiente	24
7	CRITERIO DE DISEÑO PARA SISTEMA DE TRANSPORTE PRINCIPAL	26
7.1	Pendiente Túnel de Transporte Principal	26
7.2	Trazado del Sistema de Transporte Principal	26
7.3	Capacidad de Diseño del Sistema de Transporte Principal	26
8	CRITERIO DE DISEÑO PARA SISTEMA DE VENTILACIÓN	27
8.1	Dimensionamiento de las Vías del Circuito de Ventilación Principal	27
8.2	Emplazamiento de Portales Circuito de Inyección Principal	27

8.3	Control de Polvo en el Sistema de Traspaso	29
8.4	Control de Contaminantes en Túneles de Acceso Mina y de Transporte Principal	30
8.5	Cálculo de requerimientos de ventilación	31
9	CRITERIOS DE GESTIÓN OPERACIONAL	34
9.1	Fluctuación de Producción entre Nivel de Producción y Sistema de Chancado	34
9.2	Fluctuación de Producción entre Niveles de Explotación y Sistema de Transporte Principal	34
9.3	Capacidad de Diseño del Sistema de Transporte Intermedio	35
9.4	Continuidad Operacional de la Planta Concentradora	36
10	CRITERIOS DE INFRAESTRUCTURA ELÉCTRICA, DE SISTEMAS DE CONTROL Y MONITOREO Y DE SISTEMAS DE TELECOMUNICACIONES E INFORMÁTICOS	37
10.1	Infraestructura Eléctrica	37
10.2	Sistemas de Control y Monitoreo	37
10.3	Sistemas de Telecomunicaciones	38
10.4	Sistemas Informáticos	38
11	CRITERIOS DE SUSTENTABILIDAD	39
11.1	Restricción de la Cuenca Hidrogeológica	39

FIGURAS

Figura N° 1: Criterio para emplazamiento de Infraestructura Permanente.	11
Figura N° 2: Criterio para emplazamiento de Infraestructura de Nivel	12
Figura N° 3: Esquema de Hundimiento Convencional.	13
Figura N° 4: Esquema de Hundimiento Avanzado.	13
Figura N° 5: Distribuciones de Precios, Costos y Costo de Tratamiento.	16
Figura N° 6: Incremento Producción Anual y Producción Diaria por Macro Bloque.....	18
Figura N° 7: Material Diluyente	20
Figura N° 8: Infraestructura Nivel 1.	21
Figura N° 9: Distribución Sector de Oficinas y Talleres.	22
Figura N° 10: Vista General Túneles de Acceso Mina.	24
Figura N° 11: Zonas de Captación de Aire Limpio	29
Figura N° 12: Circuito de Ventilación de Galerías de Accesos y de Transporte Principal	31
Figura N° 13: Tolvas de Traspaso.....	34
Figura N° 14: Esquema de Ubicación Correas Intermedias.....	36
Figura N° 15: Restricción Cuenca Hidrogeológica del Río Loa.....	40

TABLAS

Tabla N° 1: Subsistencia, Ángulos de quiebre y zona de influencia en superficie.....	10
Tabla N° 2: Radio hidráulico y área mínima de hundibilidad.....	14
Tabla N° 3: Velocidades de extracción.	18
Tabla N° 4 Criterios de cálculo de requerimientos de ventilación, para operaciones unitarias.....	32
Tabla N° 5 Criterios de cálculo de requerimientos de ventilación infraestructura de servicios.	32

1 INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

En el marco estratégico de la Corporación del Cobre de Chile, cuyo fin último es maximizar los excedentes que aporta al Estado, sobre la base de una explotación cada vez más eficiente de los recursos que sustentan sus Planes de Negocios Divisionales, ha sido incorporado en la cartera de Proyectos de la División Codelco Norte (DCN) el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS), el cual busca configurar una opción técnica y económicamente viable, para la explotación por minería subterránea, de los recursos minerales remanentes bajo el rajo final de la Mina Chuquicamata, al menor costo posible, optimizando el uso de los activos en forma sustentable y actuando en un ámbito de pleno respeto por la seguridad de las personas y el resguardo del medio ambiente.

Actualmente, el Proyecto se encuentra finalizando la fase de Ingeniería de Pre-Factibilidad, periodo en el cual se realiza la documentación y el proceso de revisiones de estamentos corporativos y externos a Codelco, con miras a solicitar la aprobación de fondos para el desarrollo de la siguiente fase de ingeniería.

La Gerencia de este Proyecto estimó necesario preparar el presente documento, cuyo objetivo es consolidar y describir, de manera sucinta, los criterios y definiciones específicos utilizados durante el estudio de Pre-Factibilidad del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea. Estos criterios, en gran medida configuran el diseño general de la mina, de diversas infraestructuras de la misma, de laboreos y de las operaciones mineras en su conjunto.

2 ALCANCE

El alcance de este documento corresponde a la recopilación de los criterios específicos de diseño, particulares del proyecto y que condicionan la configuración global de la mina y sus diversas facilidades.

Se excluye de este alcance aquellos criterios normativos y estándares de cada disciplina de la ingeniería, habitualmente contenidos en manuales propios de las mismas, como es el caso, por ejemplo, de los contenidos en documentos de la Vicepresidencia Corporativa de Proyectos, los cuales se asume conocidos y aplicados por todos los Proyectos desarrollados al interior de dicha Vicepresidencia.



3 CRITERIOS GEOMECÁNICOS

A continuación se describe los principales criterios geomecánicos, en base a los cuales se estableció el emplazamiento y diseño de la infraestructura del PMCHS.

3.1 Falla Oeste

La Falla Oeste restringe la ubicación de cualquier infraestructura o excavación del proyecto, en todos sus niveles, a una distancia no menor del rango entre 40 a 60 m. al Este de esta estructura principal, por lo tanto, no se podrá proyectar excavaciones de ningún tipo, a una distancia de la falla oeste menor a la indicada, ni que atraviesen esta estructura, ni tampoco al oeste de la falla.

3.2 Pit Final

A partir de la topografía de pit final del rajo Chuquicamata, se establece un halo de seguridad de 100 m en profundidad, que define una envolvente de roca dentro de la cual no se podrá proyectar excavaciones permanentes ni infraestructura para el proyecto, debido que se proyecta un desmedro en la calidad geotécnica de la roca, producto de las operaciones mineras de explotación del rajo.

3.3 Calidad de la roca

Dentro de las Unidades Geotécnicas Básicas identificadas en el modelo geotécnico del proyecto, se reconoce la unidad Roca Cuarzo-Sericita (RQS), la cual se clasifica a su vez, en tres grupos, según la



relación entre Cuarzo y Sericita que se presente en la roca, esto es:

- 1) $Q > S$, es decir, la cantidad de Cuarzo en la roca, es mayor a la de Sericita;
- 2) $Q = S$, ambos minerales se encuentran en la misma proporción en la roca;
- 3) $Q < S$, con la proporción de Cuarzo en la roca, menor a la de Sericita.

Las características propias de estos minerales, sumado a la proporción en que se encuentren en la Unidad Geotécnica Básica, condiciona el comportamiento de esta unidad, el cual supone una roca de baja calidad cuando $Q < S$. Dada la característica especial de esta unidad litológica, se adoptó la determinación de restringir el emplazamiento de Infraestructura del Proyecto en áreas donde se presente esta Unidad Geotécnica Básica.

3.4 Subsistencia para Ubicación de Infraestructura Permanente

Toda infraestructura permanente, entendida ésta como aquella que debe permanecer operativa durante toda la vida del Proyecto, deberá ser ubicada fuera del cono de influencia generado por la subsidencia final de la explotación, el cual se genera a partir de la envolvente de explotación de extensión máxima (certidumbre 25%) proyectada desde el Nivel de Hundimiento del último nivel de explotación del proyecto (cota 1193), con los ángulos indicados en la Tabla N° 1, más la adición de una zona de influencia y un pilar de protección.

Ángulo de Quiebre (°)	Norte	50°
	Sur	50°
	Este	50°
	Oeste	38°
Zona de Influencia	Norte	200 m en superficie – 50 m nivel inferior
	Sur	200 m en superficie – 50 m nivel inferior
	Este	200 m en superficie – 50 m nivel inferior
	Oeste	-

Tabla N° 1: Subsistencia, Ángulos de quiebre y zona de influencia en superficie.

La zona de influencia se construye a partir de un margen de 50 m, medidos desde el extremo o borde inferior de la envolvente de subsidencia, denominado *zona de abutment stress*. A partir del borde superior o de superficie de la subsidencia, se establece un margen de 200 m de extensión, denominado *zona de influencia de subsidencia en superficie*. La unión de estas dos líneas de restricción, genera una nueva envolvente de subsidencia, la cual incorpora las zonas de influencia descritas.

Finalmente, se establece un *pilar de protección* de 50 m de espesor, en todo el entorno de la zona descrita en el párrafo anterior, el cual configura el límite final del cono de influencia generado por la subsidencia final de la explotación (ver Figura N° 1).

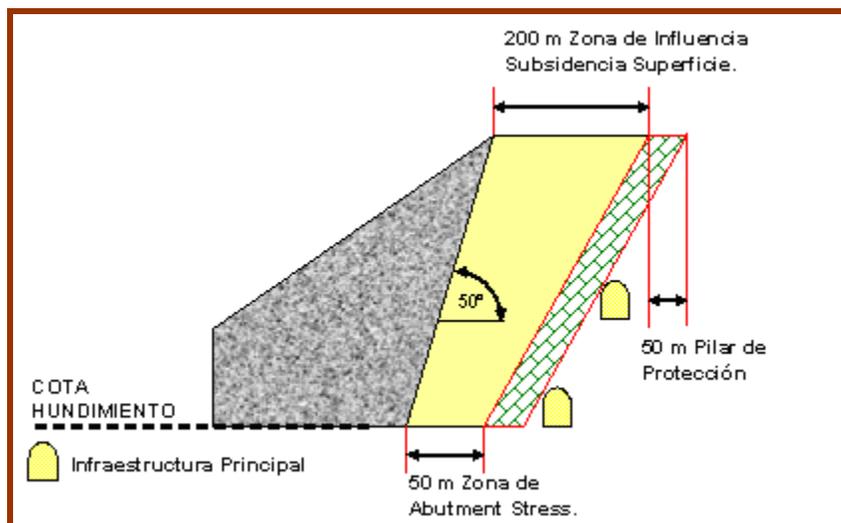


Figura N° 1: Criterio para emplazamiento de Infraestructura Permanente.

3.5 Subsistencia para Ubicación de Infraestructura de Nivel.

Toda la Infraestructura de Nivel, entendiéndola ésta como aquella que presta servicios durante el período limitado a la vida útil del nivel de explotación al cual se encuentra asociada, deberá ser emplazada fuera del área de influencia de la subsidencia generada por el nivel inmediatamente inferior, proyectada a la cota de emplazamiento de la Infraestructura de Nivel.

La proyección de esta área de influencia se construye a partir de la proyección del cono de subsidencia, desde el Nivel de Hundimiento del nivel de explotación inmediatamente inferior, con un ángulo de 50° en todas direcciones. Adicionalmente, se ha considerado una zona de influencia, construida a partir de un margen de 50 m en torno del polígono de base de proyección de la subsidencia (en el nivel inferior) y un margen de 100 m entorno del polígono proyectado en el Nivel de Ubicación de Infraestructura (ver Figura N° 2).

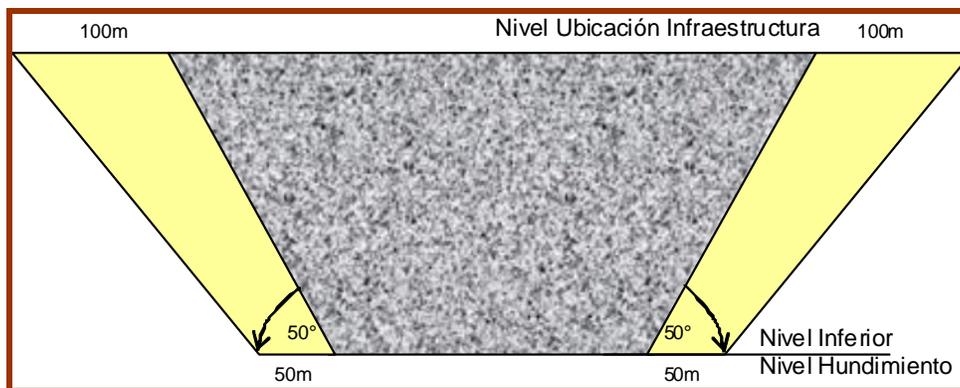


Figura N° 2: Criterio para emplazamiento de Infraestructura de Nivel

3.6 Distancia entre niveles

A objeto de minimizar el efecto del abutment stress sobre la infraestructura minera de los niveles que conforman un macro bloque, se estableció una distancia mínima de 18 m entre los niveles de Hundimiento, Producción y Ventilación. Para las salas de chancado, se estableció una distancia mínima de 80 m. entre su cota de emplazamiento y el Nivel de Hundimiento.

3.7 Variante Método de Explotación

Un análisis de los niveles de esfuerzos in situ y su incremento esperado a medida que se profundiza la explotación de la mina, estableció que para los primeros dos niveles de explotación del proyecto, se aplicará la técnica de Hundimiento Convencional (Ver Figura N° 3),

mientras que para los dos niveles restantes la técnica del Hundimiento Avanzado (Ver Figura N° 4). Con ello se busca minimizar el efecto de la concentración de esfuerzos sobre las excavaciones de la mina.

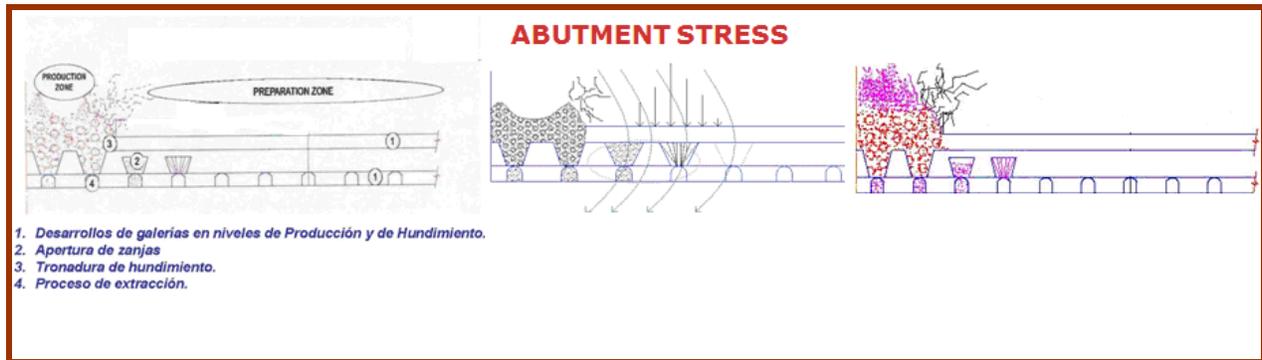


Figura N° 3: Esquema de Hundimiento Convencional.

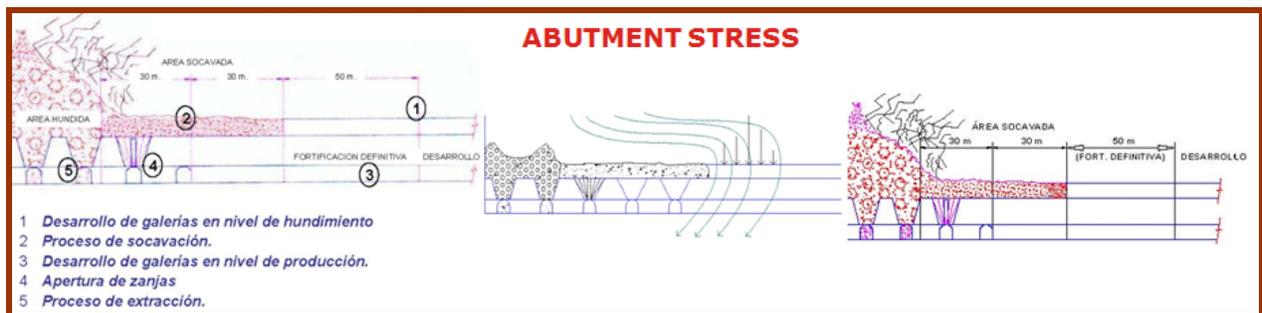


Figura N° 4: Esquema de Hundimiento Avanzado.

3.8 Tamaño Mínimo Macrobloque

El radio hidráulico corresponde al valor resultante de la división entre el área de corte, que corresponde al área mínima que asegura la hundibilidad del macizo rocoso, y el perímetro de corte. A continuación se lista los radios hidráulicos y la estimación del área mínima necesaria para que se produzca la hundibilidad, para cada nivel de explotación del PMCHS:

Nivel	Radio Hidráulico (m)	Área Mínima para Hundibilidad (m²)
1841	20 - 25	6.400 - 10.000
1625	25 - 27	10.000 - 11.664
1409	25 - 30	10.000 - 14.400
1193	25 - 30	10.000 - 14.400

Tabla N° 2: Radio hidráulico y área mínima de hundibilidad.

Desde el punto de vista de la explotación de los macro bloques, se ha estimado que la propagación del caving propiamente tal comenzará sólo una vez que se haya completado el proceso de socavación del mismo, ya que los procesos de socavación y producción no coexistirán en un macro bloque.

Como consecuencia de los valores resultantes del cálculo del área mínima para hundibilidad en los cuatro niveles y del criterio expresado en el párrafo anterior, se definió que el área mínima de los macro bloques será de 15.000 m².

3.9 Distancia entre Macrobloques

A partir de simulaciones con modelos numéricos, se estableció la zona de abutment stress se extiende entre 30 y 35 m delante del frente de hundimiento e incrementa de 2 a 2,5 veces el esfuerzo vertical in situ. A partir de esta información y a objeto de minimizar el efecto de los esfuerzos de borde en la infraestructura minera de macro bloques adyacentes, se estableció que la distancia mínima entre calles de dos macro bloques vecinos, debe ser de 50 m, medidos entre los ejes de las calles.

4 CRITERIOS DE PLANIFICACIÓN Y DISEÑO MINERO

4.1 Uso del Pre-Acondicionamiento

Se decidió incorporar la tecnología de Pre-Acondicionamiento Mixto (DDE+FH) como una forma



de favorecer la hundibilidad al inicio de la explotación, la propagación del hundimiento en altura y la tasa de propagación del quiebre del macizo rocoso en la vertical. Adicionalmente, el Preacondicionamiento aporta una mayor flexibilidad, o cobertura al diseño, frente a posibles ajustes en la información geomecánica base, asumiendo una disminución del P_{80} de la granulometría in situ de 30%, Considerándose beneficios sólo por este último impacto.

El diseño del Pre-Acondicionamiento para el PMCHS no considera obras especiales para la implementación de éste, debido a que se aprovechan las labores de los niveles de producción y hundimiento para hacer perforaciones ascendentes, tanto para aplicar la técnica de Debilitamiento Dinámico con Explosivos (DDE), como la de Fracturamiento Hidráulico (FH).

4.2 Indicador de Certidumbre para Definición de Envolventes de Explotación

Para la definición de las envolventes de explotación se utilizó una herramienta complementaria al método convencional, denominada Método de Certidumbre, la cual consiste en

realizar simulaciones de Montecarlo a las variables económicas con incertidumbre que intervienen en el proceso de integración de reservas.

Con el objeto de obtener una definición de reservas extraíbles, más estable frente a las variaciones de precios, costos y cargos de tratamiento, en el proceso de integración de reservas fueron generadas funciones de distribución de probabilidad asociadas a estas variables del Proyecto y se establecieron rangos de variación para los parámetros económicos relevantes que participan en la definición de envolventes de los recursos explotables (ver Figura N° 5).

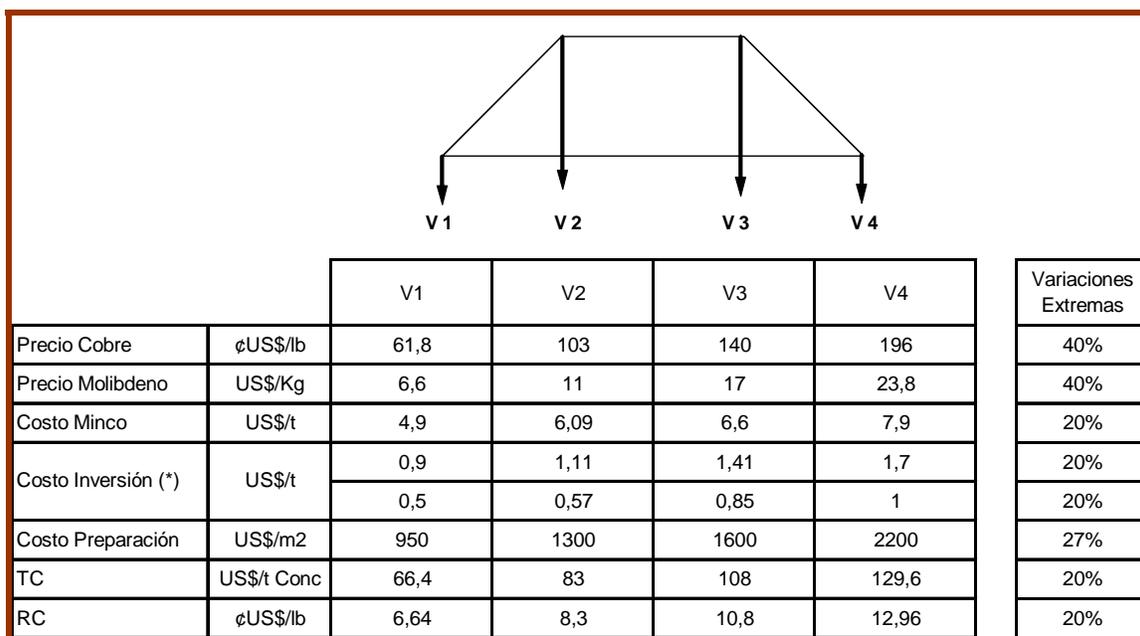


Figura N° 5: Distribuciones de Precios, Costos y Costo de Tratamiento.

Al aplicar el Método de Certidumbre a una valorización tradicional de un modelo de recursos, se determina las reservas extraíbles en función del indicador de certidumbre de la columna mineralizada, que corresponde a la proporción de veces que esta columna genera un beneficio económico positivo.

Con la metodología descrita anteriormente, se definió polígonos de explotación con un 90% de certeza para el nivel 1.841, con un 60% de certeza para el nivel 1.625 y con un 50% de certeza para los niveles 1.409 y 1.193 para el plan minero de 140 ktpd.

4.3 Altura de Columnas

Se adoptó restricciones a los valores mínimo y máximo de la altura de columna económica. El mínimo, equivalente a 100 m, se encuentra condicionado por la restricción geomecánica del halo de seguridad desde la topografía de pit final del Rajo Chuquicamata. El valor máximo, de 400 m, fue establecido en función de estudios de benchmark y experiencias exitosas en faenas mineras con condiciones similares a las que presenta el PMCHS.

4.4 Velocidad de Extracción

El criterio adoptado para determinar la Velocidad de Extracción de mineral en un punto, corresponde a un valor diferenciado según la condición en la que se encuentra la columna respectiva. Así, durante el período de hundimiento, es decir, lo primeros dos años, la velocidad se estableció en un máximo de $0,2 \text{ t/m}^2\text{-día}^1$, período en el que principalmente se realizan faenas de extracción del esponjamiento del mineral socavado del macro bloque. A continuación, y hasta lograr el 25% de la extracción de la columna, la velocidad de extracción máxima se estableció en $0,39 \text{ t/m}^2\text{-año}$. Se estima que al lograr la extracción del 25% de la columna se produce la conexión del caving a superficie o al material quebrado del nivel superior, según corresponda. Finalmente, para los puntos de extracción conectados, es decir, con una altura de columna extraída superior al 25%, la velocidad de extracción máxima se estableció en $0,60 \text{ t/m}^2\text{-día}$ (ver Tabla N° 3).

¹ Para el primer año de explotación, la velocidad de extracción máxima promedio anual (360 días) se estableció en $0,1 \text{ t/m}^2\text{-día}$, durante el cual se operará un total de 150 días en la extracción del esponjamiento. Esto es equivalente a una velocidad promedio de $0,2 \text{ t/m}^2\text{-día}$ durante el período efectivo de extracción, es decir, los 150 días.

Velocidad de Extracción		
Condición	t/m ² -día	Observaciones
año 1 - año 2	0,20	Durante Hundimiento
Altura Columna Extraída < 25%	0,39	En régimen
25% < Altura Columna Extraída	0,60	

Tabla N° 3: Velocidades de extracción.

En general, estos valores obedecen a estudios de benchmark de experiencias exitosas en faenas mineras de características similares al PMCHS.

4.5 Ramp Up

El Ramp-Up corresponde a un período de incrementos progresivos de producción, es decir, queda definido por el período comprendido entre el inicio de producción de un macro bloque hasta el momento que alcanza su régimen. Para la determinación de estos incrementos se consideraron estudios de benchmark asociados a experiencias exitosas en faenas mineras, cuyas características se asemejan a las condiciones del macizo rocoso y de explotación del PMCHS. Así, se estableció que el crecimiento anual promedio de la producción de un macro bloque durante el ramp-up no debe superar las 7.000 tpd. (Ver Figura N° 6)

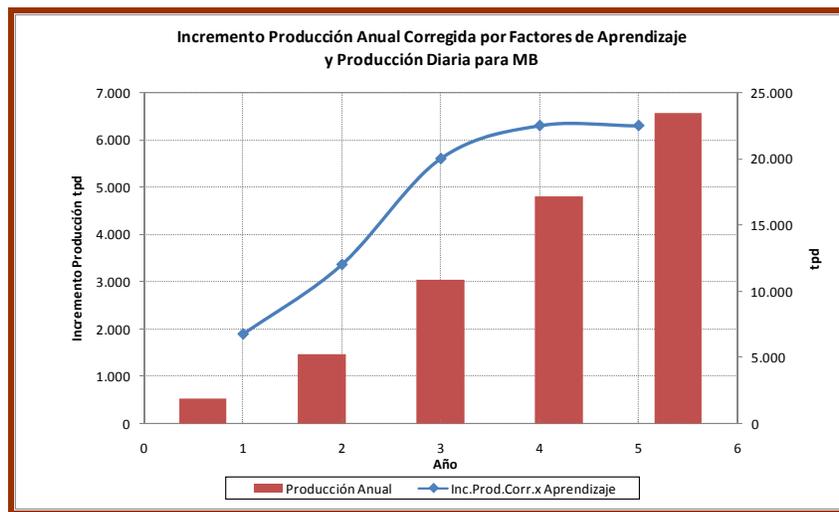


Figura N° 6: Incremento Producción Anual y Producción Diaria por Macro Bloque

4.6 Punto de Entrada de la Dilución

El Punto de Entrada de Dilución, corresponde al porcentaje estimado de extracción de la columna de roca, en el cual aparece la primera piedra de material diluyente en el punto de extracción. La condición del primer nivel, respecto de los tres niveles restantes, difiere en la ausencia de material diluyente por sobre la columna in situ donde se ubica el macro bloque, al momento del inicio de la explotación. Se estima que una vez que las columnas de mineral del primer nivel conecten a superficie, es decir, a un 25% de extracción (sin considerar efecto del PA) se comience a producir el derrame de material sin ley desde las paredes del rajo, para alojarse por sobre el bloque de mineral. Ante esta característica se concluye que la dilución del mineral del primer nivel se retardará respecto de la condición de los otros tres niveles, los cuales presentan al inicio de su explotación material diluyente por sobre el macro bloque resultante de la explotación del nivel superior, ya agotado.

Estudios de benchmark en faenas de condiciones similares de tipo de roca, indican que el punto de entrada de dilución se encuentra entre un 40% y un 60% de la columna de roca extraída. Para el PMCHS, se ha establecido un 50% como punto de entrada de dilución para el primer nivel y un 40% para los tres niveles restantes.

Para la caracterización del material diluyente, se realizó una estimación de las leyes promedio contenidas en un cuerpo definido por la proyección de la subsidencia hasta superficie, con un ángulo de subsidencia de 50°, a una envolvente de explotación definida en la cota 1.550 m.s.n.m. A la cubicación de dicho cuerpo se le descontó la cubicación del cuerpo contenido entre la proyección vertical de la periferia de la envolvente de explotación y la superficie, por corresponder, aproximadamente, al mineral a ser extraído durante la explotación de los niveles sobre dicha (Ver Figura N° 7). Al diferencial de ambas cubicaciones, material que se estimó como el futuro diluyente, se le calcularon las leyes de Cobre (0,1 %), Molibdeno (30 ppm) y

Arsénico (20 ppm), las que para efectos de planificación minera fueron consideradas como leyes del material diluyente.

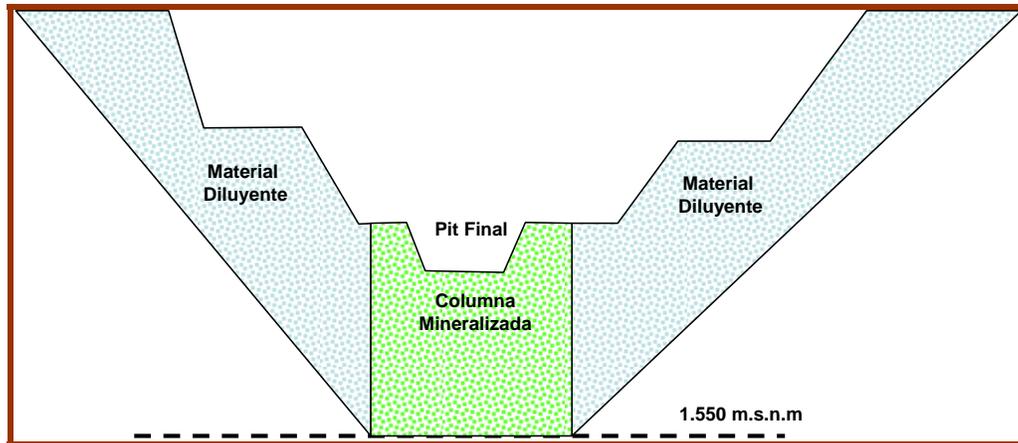


Figura N° 7: Material Diluyente

4.7 Uso de Tecnologías Probadas

El proyecto definió que todos los diseños propuestos deben ocupar Tecnología Probada. Se entiende por Tecnología Probada, aquellas que han sido utilizadas con éxito por un periodo de tiempo aceptable en la operación de minas de la Corporación y/o de cualquier parte del mundo y en tamaños equivalentes a mediana y gran minería metálica.

Se trata de tecnologías que capturen valor, pero también deben otorgar mejor calidad de vida y una operación segura para las personas y los bienes físicos.

En consecuencia, no serían tecnologías probadas aquéllas que cumplen parcialmente o en nada respecto a tal definición.

5 CRITERIOS PARA DISEÑO DE INFRAESTRUCTURA DE NIVEL

5.1 Ubicación y Emplazamiento de Infraestructura de Nivel

A objeto de cautelar la continuidad operacional de la Infraestructura de Nivel, ante un incremento en el área del polígono de explotación, producto de cambios en las condiciones futuras de precios, que favorezcan los resultados económicos del proyecto, se determinó ubicar esta infraestructura fuera del polígono de reservas generado a partir de un indicador de certidumbre² equivalente al 25%.



Figura N° 8: Infraestructura Nivel 1.

A modo de ejemplo, en la Figura N° 8 se observa, en color rojo, el polígono de explotación con un 90% de certeza, el cual define las reservas extraíbles en el nivel, bajo las condiciones de evaluación de reservas del proyecto. La línea gris indica el contorno del polígono obtenido con

² Para una descripción del Indicador de Certidumbre, ver punto 4.2 de este documento.

un 25% de certeza que, en conjunto con las restricciones geomecánicas descritas en el punto 3.5 de este documento, limita la ubicación de la Infraestructura de Nivel.

5.2 Barrios Cívicos y Talleres

Dado que la secuencia de explotación y agotamiento de las reservas de un nivel, con inicio en el centro del cuerpo y crecimiento en direcciones opuestas norte-sur, favorece el distanciamiento progresivo entre las áreas en producción de un nivel a partir del centro de éste, y a objeto de minimizar la distancia entre estas áreas y el Barrio Cívico y Talleres de Mantenimiento de Equipos, se determinó la configuración de la infraestructura de nivel con dos barrios cívicos y dos talleres de mantenimiento de equipos, uno norte y otro sur, ubicados en función del centro de masa de las áreas de producción configuradas al norte y sur del eje central del polígono de explotación (ver Figura N° 9).

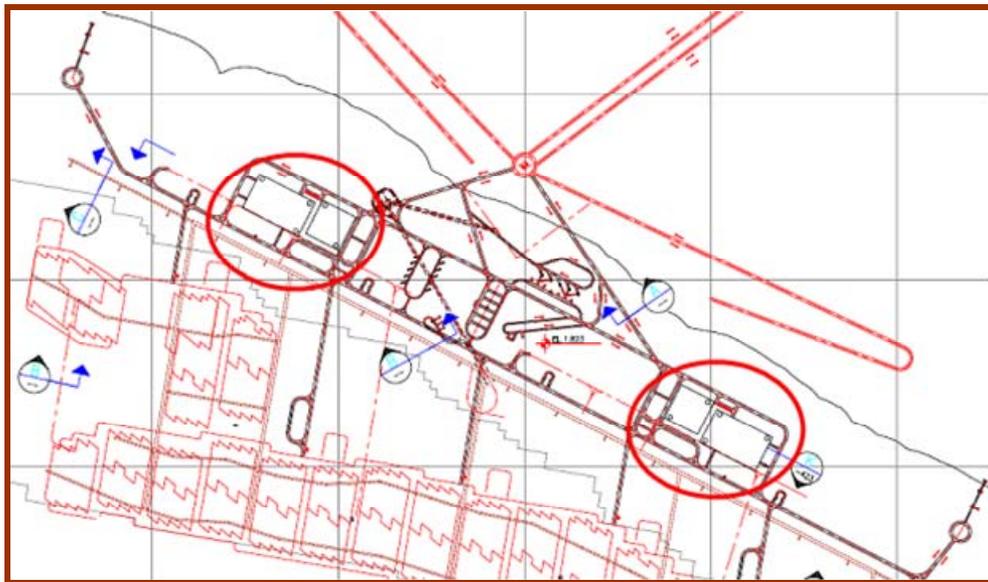


Figura N° 9: Distribución Sector de Oficinas y Talleres.

6 CRITERIOS DE DISEÑO PARA ACCESO MINA

6.1 Selección de Acceso y Medio de Transporte Mina

La determinación de la configuración del Acceso Mina, es decir, la infraestructura minera y el medio de transporte del personal a interior mina, fue determinada en función de criterios técnicos y económicos. Los primeros consideraron la evaluación de los parámetros de tiempo de traslado, plazo de construcción, seguridad, flexibilidad para el ingreso de equipos y materiales, flexibilidad en caso de emergencia e impacto ambiental. Desde el punto de vista económico, se utilizó la determinación del valor actualizado de costos de inversión y operación. Ambos criterios fueron condensados en una matriz de evaluación que, en función de ponderadores, entregó la alternativa adecuada para el diseño de proyecto (Rampa / Bus).

6.2 Número de Rampas y de Vías en Acceso Mina

La determinación de un total de dos rampas para el Acceso Mina da cumplimiento al Artículo 79° del Decreto N°132/2002 Reglamento de Seguridad Minera, que textualmente indica: *“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.....”*.

Adicionalmente, como criterios específicos del proyecto se estableció evitar eventos de alta congestión en períodos de máxima demanda de esta infraestructura; minimizar el tiempo de traslado en horarios de cambio de turno; otorgar mayor holgura operacional frente a emergencias y planes de evacuación de la mina; facilitar el mantenimiento y reparaciones mayores de los túneles y carpetas, disminuir el riesgo operacional de colisión al eliminar el tránsito en doble sentido y permitir, a través de un acceso expedito, alcanzar altos estándares de productividad en todas las actividades del proceso de producción como de desarrollos mina.

En conjunto, todos estos criterios configuran el Acceso Mina, con dos rampas paralelas, de dos vías o carriles cada una y tránsito unidireccional. La Figura N° 10 muestra una vista general del Acceso Mina.

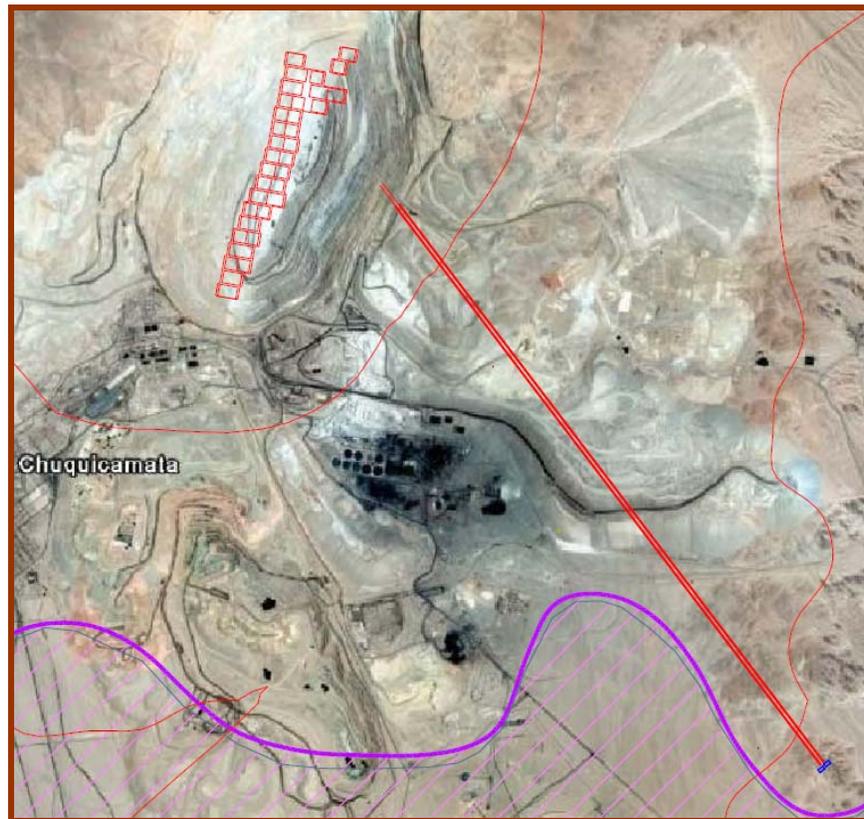


Figura N° 10: Vista General Túneles de Acceso Mina.

6.3 Trazado y Pendiente

Respecto del trazado de las rampas de Acceso Mina, el diseño de proyecto estableció la necesidad de configurar un trazado recto, con una pendiente máxima de 10%, a objeto de facilitar la construcción y mantenimiento de la vía, otorgar mayor seguridad al tránsito de equipo rodante y prolongar la vida útil de los equipos de transporte en general.

Adicionalmente, se estableció que el trazado debería minimizar el tiempo de traslado y la cantidad de transbordos en el trayecto del personal desde Calama y conectar lo más próximo

posible al Nivel de Producción del Nivel 1. Finalmente, el diseño del Acceso Mina debería, en lo posible, propiciar las sinergias constructivas con otras obras del Proyecto.



7 CRITERIO DE DISEÑO PARA SISTEMA DE TRANSPORTE PRINCIPAL

7.1 Pendiente Túnel de Transporte Principal

Con el propósito de facilitar la construcción de los túneles y las labores de mantenimiento del sistema de transporte principal, se estableció una pendiente máxima para el túnel correa de 15%.

7.2 Trazado del Sistema de Transporte Principal

Dado que los puntos de transferencia de mineral (chutes), dentro de un sistema de transporte por correas transportadoras, son las áreas más vulnerables y que originan la mayor cantidad de detenciones operacionales, se decidió definir una configuración de Transporte Principal por Correa con la menor cantidad de estaciones de transferencias, y un trazado en línea recta, sin curvas horizontales, de manera que dichos procesos de traspaso se lleven a cabo de manera fluida (en 180°), vale decir, sin cambios de dirección en el flujo de mineral.

7.3 Capacidad de Diseño del Sistema de Transporte Principal

En vista que el sistema de transporte principal constituye una infraestructura estratégica dentro de la cadena productiva de la mina, cuyas dimensiones de equipos y complejidad de instalaciones, la caracterizan como una infraestructura poco versátil o adaptable ante un eventual y sostenido crecimiento de la producción de la mina, se optó por diseñar una configuración de transporte cuya capacidad instalada posea una holgura de producción de 20.000 tpd en régimen operacional.

Lo anterior, redundante que el sistema de transporte principal proyectado para el plan de 140 ktpd es capaz de transportar a régimen 160 ktpd de mineral.

8 CRITERIO DE DISEÑO PARA SISTEMA DE VENTILACIÓN

8.1 Dimensionamiento de las Vías del Circuito de Ventilación Principal

El dimensionamiento de las vías del circuito de ventilación principal fue realizado a partir del cálculo de secciones económicas, integrando en el análisis los conceptos de velocidad de diseño y velocidad máxima para el aire en estas vías. La velocidad de diseño impone un límite para la operación técnicamente factible del circuito en el largo plazo, mientras que la velocidad máxima para el aire en las vías, asegura la factibilidad técnica en el corto plazo. A partir de este concepto se realiza el cálculo de la capacidad de diseño y máxima de las vías de ventilación que, en conjunto con el perfil de demanda de ventilación de la mina, calculado para toda la vida del proyecto, permite establecer la configuración del circuito en el tiempo, en otras palabras, el número de vías en operación para cada año del proyecto, por tramo del circuito. A partir de esta información y para diferentes combinaciones de secciones y diámetros de las vías de ventilación, se determinan los costos de inversión y de operación del circuito de ventilación principal, cuyos resultados se analizan comparativamente a objeto de establecer la configuración que represente los mejores resultados económicos para el proyecto. Las velocidades de diseño para piques, chimeneas y galerías de ventilación corresponden a 16 m/s, 16 m/s y 10 m/s, respectivamente; las velocidades máximas utilizadas son 20 m/s, 20 m/s y 12 m/s, respectivamente.

8.2 Emplazamiento de Portales Circuito de Inyección Principal

A objeto de asegurar la calidad del aire de inyección a la mina, se adoptó como criterio para la identificación de zonas de captación de aire limpio, aquellas donde se asegure que, para los

contaminantes presentes en el sector³, la concentración promedio ponderada de ocho horas no sobrepase, en ningún momento del año, el 50% del Límite Permisible Ponderado estipulado por el DS 594, corregido a la altitud de emplazamiento de la faena.

Para proyectar a futuro la concentración de los contaminantes en el área del proyecto, se desarrolló un modelo de dispersión atmosférica de las emisiones de SO₂, As, MP10 y SiO₂, que se proyecta provendrán de tres principales fuentes de emisión, a saber: la operación de la Fundición Chuquicamata, las faenas mineras que se proyecta en operaciones, de acuerdo al Plan Minero de la División Codelco Norte, y la descarga en superficie del circuito de extracción principal del Proyecto. En la Figura N° 11 se puede observar se puede observar la disposición, a nivel del suelo, del límite que separa las áreas con aire contaminado y fresco, según el criterio descrito anteriormente, donde la línea roja indica la envolvente 50% del LPP.



³ Los contaminantes identificados en el área de entorno del proyecto y que fueron incluidos en el modelo, corresponden a anhídrido sulfuroso (SO₂), polvo respirable de tamaño menor a 10 micrones (MP10), polvo con contenido de sílice libre superior al 30% (SiO₂) y arsénico (As).

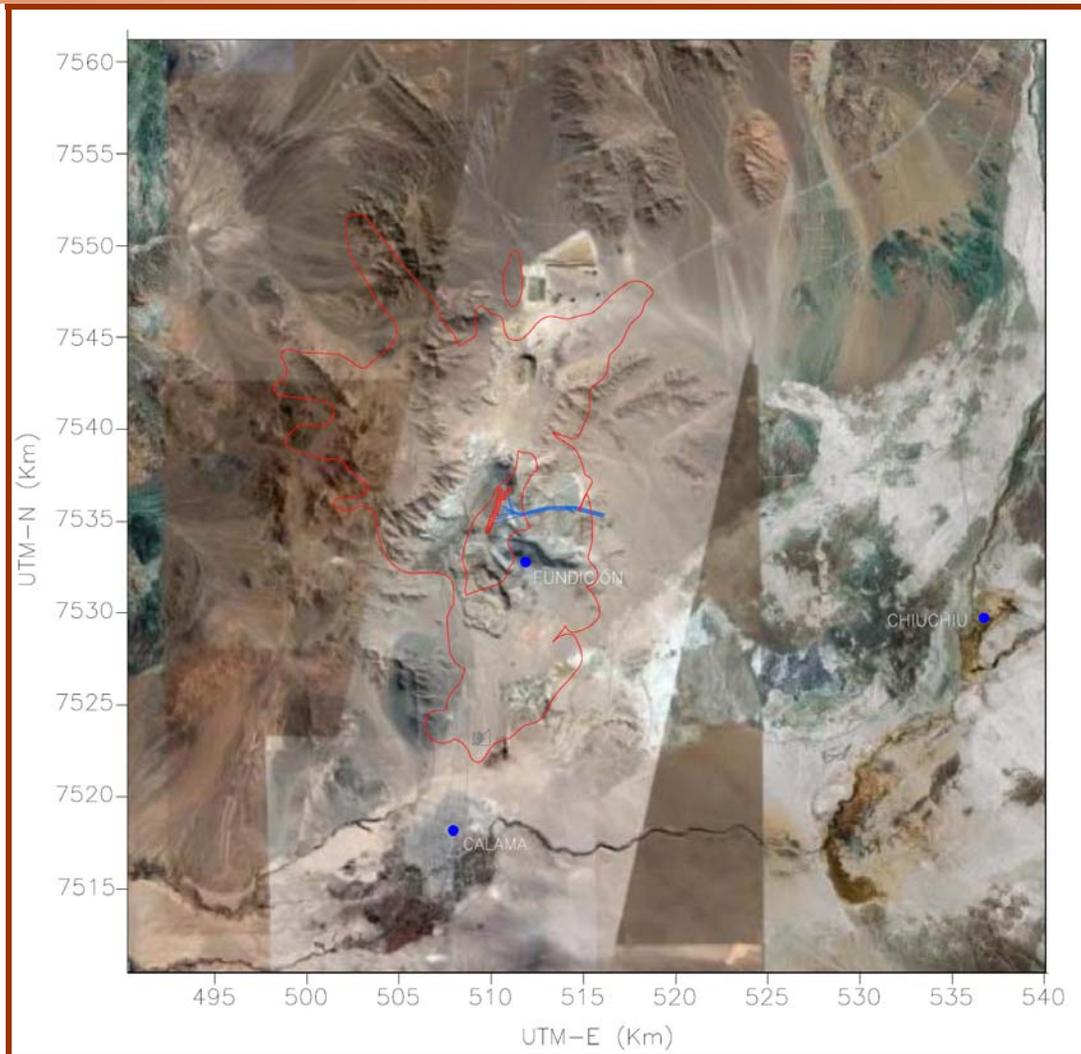


Figura N° 11: Zonas de Captación de Aire Limpio

8.3 Control de Polvo en el Sistema de Traspaso

Un problema habitual que se origina en el Nivel de Producción, es la contaminación con polvo producto de la descarga del mineral, desde los LHD a los puntos de vaciado. Generalmente, la solución que aplica a esta problemática es el control del contaminante en la fuente de origen, a objeto de evitar la extensión del área contaminada al resto del nivel, lo cual se logra con la implementación de sistemas que utilizan el agua como agente depresor del polvo. Las

características particulares del proyecto, hacen prever que el polvo constituye uno de los principales agentes contaminantes, a lo largo de toda la cadena productiva.

A objeto de complementar el control del polvo en el Nivel de Producción, además de la habilitación de sistemas rociadores de agua en los puntos de vaciado, se adoptó como criterio de diseño la interconexión del sistema de traspaso al circuito de ventilación de extracción secundaria, con el propósito de generar un diferencial de presión negativa al interior del pique, respecto del nivel de ventilación, lo que generará un flujo descendente del aire a través de los piques de traspaso, impidiendo la salida de polvo desde el pique hacia el Nivel de Producción y complementando el control del contaminante en la boca del pique. Esta conexión se logra por medio de la habilitación de un regulador de aire, en la galería constructiva del sistema de traspaso, la cual conecta a las galerías de ventilación de extracción secundaria.

8.4 Control de Contaminantes en Túneles de Acceso Mina y de Transporte Principal

La ocurrencia de un incendio al interior de los túneles de acceso y de transporte principal del proyecto, constituye uno de los principales riesgos del proyecto, tanto por la carga de fuego existente en ambos sistemas y la probabilidad cierta de ocurrencia, como por los efectos que un evento de este tipo generaría en los trabajadores, ya que afectaría las principales vías de evacuación del personal. A objeto de minimizar el riesgo de contaminación de la mina ante un evento de este tipo, se determinó que el diseño del circuito de ventilación de esta infraestructura deberá garantizar permanentemente un flujo de salida desde la mina.

En este mismo sentido y a objeto de minimizar el riesgo de contaminación de la mina por humos y gases de un eventual incendio que afecte instalaciones en superficie, se determinó que el diseño del circuito de ventilación de las galerías de acceso y de transporte principal, debe mantener permanentemente un flujo de salida de aire a través de los portales. La Figura N° 12

muestra esquemáticamente la distribución de flujos resultante de la aplicación de ambos criterios, en el diseño del circuito de ventilación de esta infraestructura.

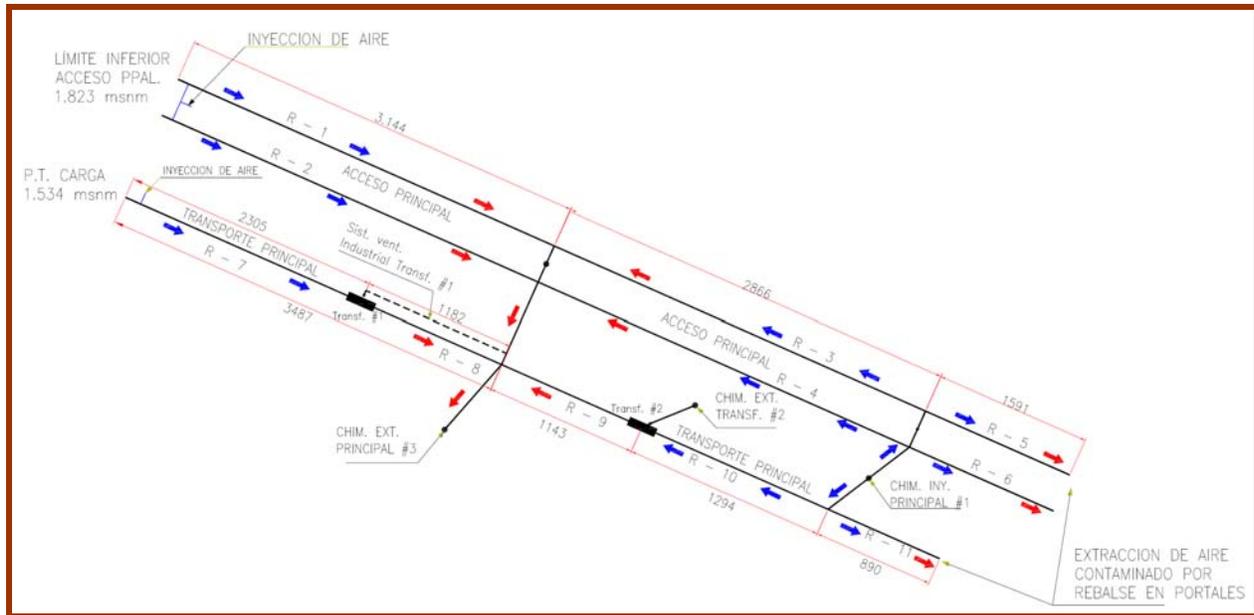


Figura N° 12: Circuito de Ventilación de Galerías de Accesos y de Transporte Principal

8.5 Cálculo de requerimientos de ventilación

El cálculo de requerimientos de ventilación, fue realizado en base a criterios de aplicación específica a cada una de las operaciones unitarias de la mina, tanto productivas, como de servicios y apoyo a la producción. A continuación, la resume los principales criterios de cálculo de requerimiento de ventilación utilizados.

Nivel / Área	Criterio	Observaciones
Hundimiento	Dilución de gases post tronadura	90.000 cfm para cada frente de hundimiento (máximo de por cada nivel).
Producción	2,83 m3/hp de LHD (diesel)	35.000 cfm por cada calle/equipo en producción.
Chancado	20 renov./hora	25.000 cfm por sala de chancado en operaciones.
Correa Intermedia	1 m/s con flujo Homotropal *	50.000 cfm por túnel en operación (5,5 x 4,5 m).
Correa Colectora	1 m/s con flujo Homotropal	65.000 cfm por túnel en operación (6,5 x 5,0 m).
Correa de Nivel	1,5 m/s flujo Homo y Antitropal**	130.000 cfm por tramo de túnel, con extracción en estación de transferencia
Stock Subterráneo	1 m/s con flujo Antitropal	205.000 cfm para galerías de correa.
Transporte Principal	2 m/s con flujo Homo y Antitropal	170.000 cfm por cada tramo del circuito.
Accesos Principales	2 m/s con flujo Homo y Antitropal	170.000 cfm por cada tramo del circuito.
Infraestructura	Ver Tabla N° 5	

Tabla N° 4 Criterios de cálculo de requerimientos de ventilación, para operaciones unitarias

* Corresponde a flujo de ventilación en la misma dirección de avance de la correa transportadora.

** Corresponde a flujo de ventilación en dirección contraria al avance de la correa transportadora.

Tipo de Infraestructura	Criterio	Volumen Unit.	Req. Unitario	Cantidad	Req. Total
	Renov / hora	m3	cfm	un	cfm
Polvorín	6	3.200	12.000	2	24.000
Petrolera	15	2.500	23.000	3	69.000
SSEE	30	375	7.000	2	14.000
Estacionamiento buses	8	4.000	19.000	1	19.000
Bodega	5	4.000	12.000	1	12.000
Planta Trat. A. S. y Estanque Aceite Usado	8	3.200	16.000	1	16.000
Planta Hormigón	6	4.900	18.000	1	18.000
Planta Shotcrete	6	4.900	18.000	1	18.000
Estanque Almacenamiento Diesel	15	3.200	29.000	1	29.000
Barrio Cívico	10	6.400	38.000	2	76.000
Taller Mantenimiento	8	24.000	113.000	2	226.000
Red Vial Área Infraestructura			170.000	1	170.000

Tabla N° 5 Criterios de cálculo de requerimientos de ventilación infraestructura de servicios.

Adicionalmente, al requerimiento calculado a partir de los criterios de operaciones unitarias, se agregó un 20%, como promedio, para cubrir las operaciones de desarrollo y construcción de

nueva área del proyecto y un 10% adicional para cubrir las pérdidas o fugas del circuito de ventilación.



9 CRITERIOS DE GESTIÓN OPERACIONAL

9.1 Fluctuación de Producción entre Nivel de Producción y Sistema de Chancado

A objeto de otorgar al proceso productivo, una mayor capacidad de absorber fluctuaciones operacionales entre los niveles de Producción y Chancado, se estableció dotar al sistema de traspaso de tolvas de almacenamiento de mineral.

Lo anterior, significó proyectar, por cada chancador, dos tolvas cuya capacidad es 2.000 toneladas cada una (ver Figura N° 13).

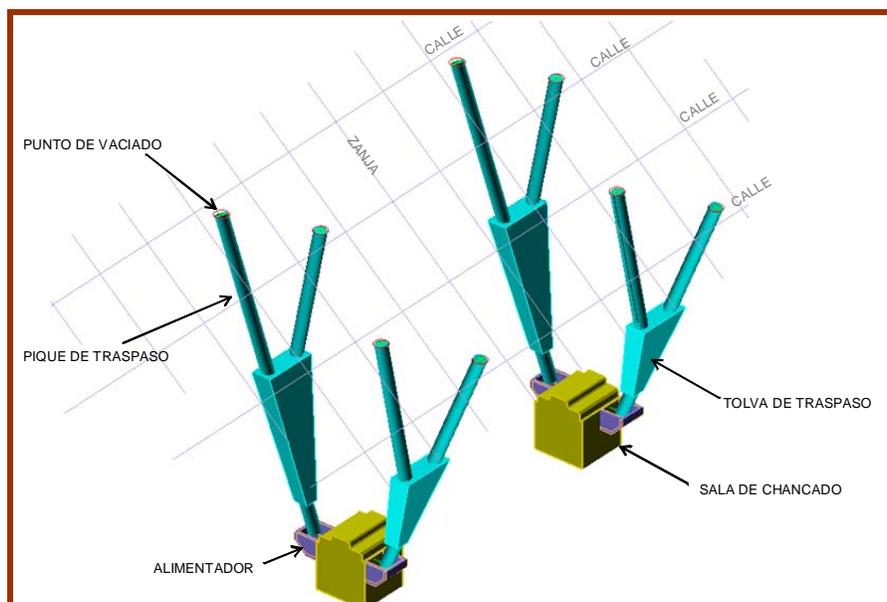


Figura N° 13: Tolvas de Traspaso.

9.2 Fluctuación de Producción entre Niveles de Explotación y Sistema de Transporte Principal

A objeto de otorgar al proceso productivo, una mayor capacidad de absorber las fluctuaciones operacionales horarias de producción entre los niveles productivos y el Sistema de Transporte

Principal, se determinó incorporar un Sistema de Acopio Centralizado Subterráneo, emplazado entre las correas de nivel y el Sistema de Transporte Principal, con una capacidad proyectada de 24.000 toneladas vivas. Esto genera un desacoplamiento de la disponibilidad global del sistema entre ambos bloques, uno de alimentación de mineral (“aguas arriba”) y otro de transporte principal (“aguas abajo”), lo que incrementa la disponibilidad total del sistema de manejo de minerales y la consecuente disminución del tamaño nominal de los equipos del sistema.

9.3 Capacidad de Diseño del Sistema de Transporte Intermedio

La capacidad del sistema de correas de transporte intermedio, proyectadas bajo cada uno de los macro bloques (Ver Figura N° 14), fue definida en función de la capacidad unitaria de los chancadores, de 800 a 1.000 tpd, y la cantidad máxima de chancadores que alimentarán a esta correa. Dado lo anterior, para el macrobloque más común, que tiene 2 chancadores, la capacidad de diseño de la correa es de 2.000 tph.



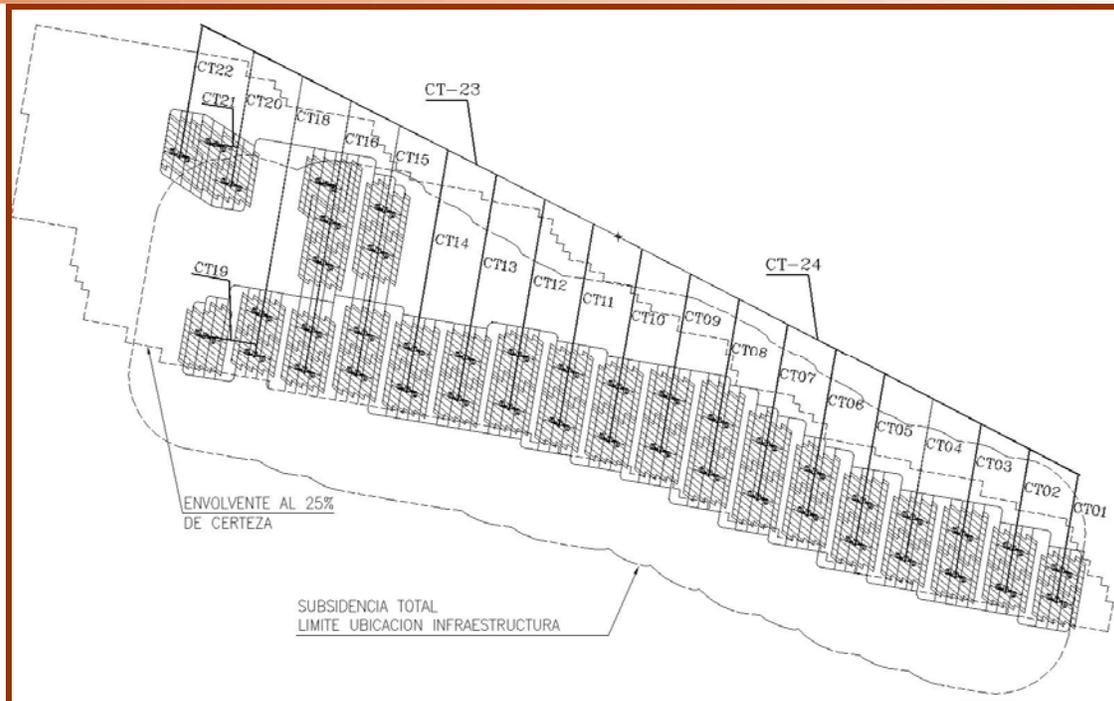


Figura N° 14: Esquema de Ubicación Correas Intermedias.

9.4 Continuidad Operacional de la Planta Concentradora

Con el objeto de asegurar continuidad en la alimentación de mineral a la planta concentradora, se determinó la construcción de un Sistema de Acopio en Superficie, ubicado a la salida del túnel de transporte principal y entre los sistemas de transporte principal subterráneo y de superficie (over land). Este acopio consiste en una instalación confinada, que permite el almacenamiento de mineral, con una capacidad de 90.000 toneladas vivas, y que garantiza una continuidad operacional de 16 horas en caso de detención del sistema productivo de la mina.

10 CRITERIOS DE INFRAESTRUCTURA ELÉCTRICA, DE SISTEMAS DE CONTROL Y MONITOREO Y DE SISTEMAS DE TELECOMUNICACIONES E INFORMÁTICOS

10.1 Infraestructura Eléctrica

Para el diseño del sistema de alimentación eléctrica, con potencia entre 220 kV y 4,16 kV, se adoptó el criterio de redundancia, conocido también como criterio n-1. Esto significa que el diseño de las subestaciones eléctricas considera la instalación de dos transformadores de poder, cada uno de ellos con la capacidad de absorber la demanda máxima del sistema, de manera tal que si uno de ellos fallara, el segundo tiene la capacidad suficiente para dar continuidad a la alimentación eléctrica, bajo las mismas condiciones de demanda máxima.

Asimismo, cada subestación principal recibirá la energía a través de dos alimentadores, cada uno de los cuales estará en condiciones de transmitir toda la energía requerida por la subestación en caso de falla de uno de ellos. Además, el tendido de los alimentadores eléctricos se realizará por rutas físicas distintas, generando anillos, de manera tal de generar redundancia y asegurar el suministro en caso de eventos no deseados.

10.2 Sistemas de Control y Monitoreo

En general, todos los Sistemas de Control deben ser redundantes, en media y electrónica. Esto significa que existirán anillos lógicos y físicos para asegurar una correcta operación y monitoreo de los distintos sistemas de la futura mina subterránea.

Los sistemas de control deberán cumplir, a lo menos, con las siguientes características:

- Robustez
- Redundancia
- Escalabilidad

- Interoperatividad

El proceso de control de procesos productivos y sistema de apoyo a la producción, será centralizado en una Sala de Control Central, proyectada en el área de infraestructura de superficie, ubicada en el entorno de los portales de acceso mina.

10.3 Sistemas de Telecomunicaciones

Los equipos deberán ser redundantes, tanto física, como lógicamente. En el caso de los enlaces redundantes de fibra óptica, las canalizaciones considerarán rutas independientes y separadas para cada circuito.

Todos los equipos suministrados deberán ser dimensionados para disponer de capacidades de expansión modular, de modo que puedan ser agregadas tarjetas, módulos y otros componentes, sin necesidad de cambio de equipos completos.

10.4 Sistemas Informáticos

El Sistema de Informática General y Administrativa será soportado por una red independiente en la comunicación de extremo a extremo. Los equipos deben ser redundantes, tanto física, como lógicamente. En el caso de los enlaces redundantes de fibra óptica, las canalizaciones considerarán rutas independientes y separadas para cada circuito.

11 CRITERIOS DE SUSTENTABILIDAD

11.1 Restricción de la Cuenca Hidrogeológica

El modelo hidrogeológico descrito para el área, identifica la existencia de cuerpos de aguas subterráneas presentes en la Cuenca Calama. El modelo conceptual ha sido sectorizado, en función de características geológicas e hidrogeológicas, en tres dominios, denominados norte, sur y este. De ellos el que se encuentra más cercano al yacimiento corresponde al Dominio Norte, el cual contiene un acuífero con nivel freático detectado a profundidades variables de 6 y 20 m. La restricción para el diseño impuesta por este modelo, indica la imposibilidad de ubicar excavaciones dentro de los límites de las cuencas, específicamente del Dominio Norte de la Cuenca Calama. En caso que se proyectara alguna infraestructura dentro de los límites de la cuenca, el proyecto debería generar e implementar las medidas de mitigación del impacto, lo cual, si bien es técnicamente factible, agrega un costo adicional y una carga compleja al proyecto, desde el punto de vista de la operación y mantenimiento de esta infraestructura.

En la Figura N° 15 se puede apreciar en color magenta proyección de la cuenca hidrogeológica del río Loa y en color rojo se indica la envolvente 50% del LPP. Además, en la misma figura, se puede observar los trazados finales de los túneles de acceso, del túnel que pertenece al transporte principal de mineral y de las galerías que pertenecen al circuito principal de inyección de aire fresco.



Figura N° 15: Restricción Cuenca Hidrogeológica del Río Loa





ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD
PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRANEA