



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

RECUPERACIÓN PILAR OESTE
PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

MATÍAS JAVIER FERRADA ARAYA

PROFESOR GUÍA:
HANS GÖPFERT HIELBIG

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JAIME CHACÓN FERNÁNDEZ
VICTOR ENCINA MONTENEGRO

SANTIAGO DE CHILE
MARZO 2013

RESUMEN

En el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea, que será explotada con el método block caving, se ha definido la conveniencia de dejar un pilar entre la falla oeste y el límite de la explotación de la mina, denominado Pilar Oeste o *Rib Pillar*. Recomendaciones geomecánicas indican que debe haber una estructura barrera que proteja las reservas existentes en el primer nivel de producción del material diluyente presente al oeste de la falla. Este diluyente representa un potencial riesgo en el negocio pues pudiese incorporarse a las columnas de extracción de manera prematura.

El Pilar Oeste tiene 2.480 m de extensión, un ancho promedio de 60 m y una altura que varía desde los 350 m (zona central) a los 680 m (zonas norte y sur). Al integrar reservas y diluir utilizando el algoritmo de Laubscher con un punto de entrada de dilución (PED) del 40%, se obtienen 59 Mt a leyes medias de 0,93% Cu y 210 ppm Mo. En consecuencia, el objetivo central de este trabajo se remite a evaluar el impacto técnico-económico de la recuperación de recursos remanentes en el Pilar Oeste, presentando para ello dos alternativas en el diseño y en la planificación.

Las condiciones existentes son aptas para el desarrollo de un método caving, pero hay algunas particularidades como la subsidencia, estabilidad, hundibilidad y geometría del Pilar Oeste que deben ser consideradas. Se define entonces un diseño utilizando el método block caving, dispuesto en una malla tipo Teniente 32x15, similar a la ya propuesta en el diseño minero de la ingeniería básica, donde se aprovecha gran parte de la infraestructura existente en lo que respecta a calles de producción, sistema y piques de traspaso de mineral y chimeneas de ventilación, entre otros.

Respecto a la planificación minera se analizan dos alternativas con respecto al caso base, que se compone por el plan de Chuquicamata Subterránea y 46 Mt de mineral provenientes de la mina Radomiro Tomic Fase I (RT Fase I). La primera alternativa (Caso 1) consiste en un trade-off o costo oportunidad que representa reemplazar reservas minerales de Chuquicamata Subterránea con mineral recuperado desde el Pilar Oeste. La segunda alternativa en tanto (Caso 2) corresponde a un aumento en la capacidad de la mina hasta 155 ktpd, agregando al sistema subterráneo mineral del Pilar Oeste que reemplaza el vector aportado desde el rajo RT. Ambos casos se construyen sobre una base de planificación anual de largo plazo.

Los resultados de la evaluación económica indican que versus el caso base, sólo la alternativa Caso 2 agrega valor, por un equivalente de 160 MUS\$. El Caso 1 en tanto, no genera valor y su evaluación resulta en un empate técnico con el escenario base.

Se concluye en base a los resultados que el Caso 2, genera un aporte en VAN marginal si se toma en cuenta el VAN total del PMCHS. En consecuencia se recomienda considerarlo como un proyecto de recuperación marginal de reservas y no plantearlo como un nuevo escenario caso base. Finalmente se identifican en el costo de preparación y en una planificación punto a punto de corto plazo, posibles mejoras u optimizaciones al trabajo realizado.

AGRADECIMIENTOS

Gracias en primer lugar a mis padres Claudio y Jessica por el amor, dedicación, educación y esenciales consejos que me transmitieron durante toda la etapa universitaria. Gracias a mis hermosas hermanas Bárbara, Paula y Javiera que día a día me hacen reír y enojar, y que sin dudas han sido parte importante en esta etapa de mi vida. Gracias Güeli, eres un pilar fundamental en mi vida. Gracias a toda mi familia, esto es para y por ustedes.

Gracias Gabriela. Con tu amor, cariño y comprensión me has ayudado más de lo que imaginas en este arduo trabajo. Te agradezco por haberme escuchado cada vez que te necesité y por haberme entregado esos reconfortantes abrazos de ánimo cada vez que las cosas se ponían difíciles.

Gracias a la Universidad de Chile y su Departamento de Ingeniería de Minas, por entregarme a través de sus académicos, funcionarios y alumnos todo el conocimiento, entusiasmo y camaradería, cuyo valor es incalculable. Gracias a mi profesor guía y la comisión de esta memoria por la experiencia y observaciones hechas cada vez que nos reunimos a discutir.

Gracias a todos mis amigos mineros por su simpatía, ayuda y fiel compañía durante la carrera. De ustedes también aprendí mucho. Nos vemos en la riña.

Gracias a “los cabros”. Con ustedes poco aprendí referido a lo académico, pero sí aprendí (y mucho creo yo) de la buena vida y la poca vergüenza. Siempre recordaré todo lo que tomé y reí con ustedes. Grandes amistades de las que estoy seguro quedan muchos episodios por vivir.

Gracias a mis amigos de toda la vida, por seguir preocupándose y juntándonos siempre que existió la oportunidad. Gracias Justicieros.

Finalmente, gracias a la Vicepresidencia de Proyectos de Codelco, Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea. La posibilidad de realizar con vuestro apoyo y financiamiento esta memoria de título me sirvió para conocer a excepcionales profesionales de todas las disciplinas y por sobre todo, a excelentes personas. Especiales agradecimientos al equipo de Planificación Minera: Francisco, Luz María, Pamela, Yerko y Emilio. Gracias por su ayuda, amistad y buena onda.

*A mis padres, a mi familia.
Los amo.*

TABLA DE CONTENIDO

1	INTRODUCCIÓN	1
1.1	Motivación	1
1.2	Objetivos	1
1.2.1	Objetivo general	1
1.2.2	Objetivos específicos	1
1.3	Alcances	2
1.4	Metodología	2
2	ANTECEDENTES	3
2.1	Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea	3
2.2	Método de explotación y configuración de niveles de producción	4
2.3	Pilar Oeste	6
2.4	Falla oeste	8
2.5	Condición geológica – geotécnica del Pilar Oeste	9
2.5.1	Geología, dominios estructurales y unidades geotécnicas básicas	9
2.5.2	Dominios geotécnicos	12
2.5.3	Calidad geotécnica del Pilar Oeste	13
3	ESTADO DEL ARTE MODO DE FALLA DE LA PARED OESTE	14
3.1	Estudio ITASCA/SRK	14
3.2	Estudio INGEROC	17
3.3	Estudio Universidad de Chile	20
3.4	Estudio Geomecánica LTDA	22
3.5	Conclusiones del modo de falla de la pared oeste y propagación del hundimiento	26
4	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN Y DISEÑO MINERO	29
4.1	Consideraciones para el diseño minero	32
4.1.1	Parámetros de subsidencia	32
4.1.2	Estabilidad y hundibilidad del Pilar Oeste	34
4.1.3	Configuración geométrica del Pilar Oeste	35
4.2	Cubicación de recursos	36
4.3	Diseño minero	38
4.3.1	Diseño 1: Explotación del Pilar Oeste desde el nivel de producción	38

4.3.2	Diseño 2: Explotación del Pilar Oeste desde el subnivel de inyección	42
4.3.3	Conclusiones del diseño minero	46
5	PLANES MINEROS	47
5.1	Integración de reservas.....	47
5.1.1	Cálculo de altura económica.....	47
5.1.2	Parámetros económicos	49
5.1.3	Modelo de dilución	50
5.1.4	Reservas mineras en Pilar Oeste	54
5.2	Productividad equipo LHD	55
5.3	Velocidad de extracción	56
5.4	Restricciones de subsidencia.....	57
5.5	Caso base	59
5.6	Caso 1: Trade-off	65
5.7	Caso 2: Aumento capacidad	68
5.8	Factibilidad constructiva del diseño e interferencias en el Pilar Oeste	70
6	EVALUACIÓN ECONÓMICA	71
6.1	Bases de la evaluación.....	71
6.2	Parámetros económicos	73
6.3	Costos de operación	73
6.3.1	Costos de extracción.....	73
6.3.2	Costos de preparación	74
6.4	Inversiones diferidas.....	77
6.5	Evaluación planes mineros.....	77
6.5.1	Evaluación caso base.....	77
6.5.2	Evaluación Caso 1: Trade-off	80
6.5.3	Evaluación Caso 2: Aumento capacidad.....	85
6.5.4	Sensibilidad de los resultados al costo de preparación del Pilar Oeste.....	89
6.5.5	Resumen evaluación económica	90
7	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	92
8	BIBLIOGRAFÍA	94
9	ANEXOS	97
9.1	ANEXO A: Planes mineros	97

9.1.1	Caso base	97
9.1.2	Caso 1 – Trade-off	101
9.1.3	Caso 2 – Aumento capacidad.....	106
9.2	ANEXO B: Secuencia explotación planes mineros.....	110
9.2.1	Plan de producción IB	110
9.2.2	Caso 1 – Trade-off	113
9.2.3	Caso 2 – Aumento capacidad.....	116
9.3	ANEXO C: Parámetros de procesamiento.....	120
9.4	ANEXO D: OPEX.....	122
9.4.1	Insumos relevantes	122
9.4.2	Flota equipos LHD caso base.....	122
9.4.3	Flota equipos LHD Caso 1: Trade-off.....	122
9.4.4	Flota equipos Caso 2: Aumento capacidad.....	123

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: CORTE TRANSVERSAL MODELO DE BLOQUES, PIT FINAL AÑO 2018.....	4
FIGURA 2: DISPOSICIÓN MACRO BLOQUES Y ZONAS NIVEL 1841	5
FIGURA 3: ISOMÉTRICO NIVELES POR MACRO BLOQUE.....	6
FIGURA 4: PILAR OESTE Y MODELO DE RECURSOS.....	7
FIGURA 5: SECCIÓN TRANSVERSAL 3715N. MODELO DE RECURSOS	7
FIGURA 6: VISTAS ISOMÉTRICA Y EN PLANTA FALLA OESTE	8
FIGURA 7: DOMINIOS ESTRUCTURALES AL NIVEL 1841	11
FIGURA 8: DOMINIOS GEOTÉCNICOS AL NIVEL 1841	12
FIGURA 9: MECANISMO DE FALLA PARED OESTE (ITASCA/SRK, 2006).....	15
FIGURA 10: EVOLUCIÓN DEL MOVIMIENTO DEL TALUD OESTE (ITASCA/SRK, 2006)	16
FIGURA 11: MODELAMIENTO PILAR OESTE (ITASCA/SRK, 2006).....	17
FIGURA 12: MODELO FÍSICO ANTES DEL INICIO DE LA EXTRACCIÓN (INGEROC, 2008).....	18
FIGURA 13: MODELO FÍSICO CON EXTRACCIÓN AVANZADA Y FALLA GRADUAL DE TALUD (INGEROC, 2008).....	19
FIGURA 14: MODELO LITOLÓGICO PARA ANÁLISIS EQUILIBRIO LÍMITE (INGEROC, 2008).....	19
FIGURA 15: MECANISMO DE FALLA POR DERRAME SUPERFICIAL (U. DE CHILE, 2008)	20
FIGURA 16: MECANISMO DE FALLA POR DESPLOME (U. DE CHILE, 2008)	21
FIGURA 17: MODELO FÍSICO 2D. SECCIÓN E-W MIRANDO DESDE EL SUR (U. DE CHILE, 2008)...	22
FIGURA 18: PROGRESO DEL HUNDIMIENTO (ALCODER – GEOMECÁNICA LTDA., 2012).....	23
FIGURA 19: GEOMETRÍA PA DDE (ALCODER – GEOMECÁNICA LTDA., 2012).....	24
FIGURA 20: PRINCIPALES MECANISMOS DE FALLA DE LA PARED OESTE E INCORPORACIÓN DE DILUCIÓN	27
FIGURA 21: ESTRATEGIAS DE POLÍTICA DE EXTRACCIÓN.....	28
FIGURA 22: PLAN DE INSTRUMENTACIÓN Y MONITOREO MACRO BLOQUES – FALLA OESTE	29
FIGURA 23: MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA	30
FIGURA 24: OPCIONES DE EXPLOTACIÓN – SUBLEVEL CAVING	31
FIGURA 25: PARÁMETROS DE UN CRÁTER DE SUBSIDENCIA (MODIFICADO DE FLORES, 2005). 33	
FIGURA 26: ÁNGULOS DE QUIEBRE ESTIMADOS EN BASE A 100% DE EXTRACCIÓN.....	33
FIGURA 27: VISTA EN PLANTA PILAR OESTE	35
FIGURA 28: VISTA LONGITUDINAL PILAR OESTE IN-SITU	36
FIGURA 29: DISEÑO ORIGINAL MACRO BLOQUES.....	39
FIGURA 30: DISEÑO MALLA TIPO TENIENTE PILAR OESTE.....	39
FIGURA 31: DETALLE MALLA EXTRACCIÓN PILAR OESTE.....	39
FIGURA 32: DISEÑO BATEA ALTA. SOCAVACIÓN HUNDIMIENTO AVANZADO RENO, DIVISIÓN EL TENIENTE.....	41
FIGURA 33: DISEÑO ORIGINAL SUBNIVEL DE INYECCIÓN	43
FIGURA 34: DISEÑO MALLA TIPO HENDERSON PILAR OESTE.....	43
FIGURA 35: DETALLE MALLA TIPO HENDERSON PILAR OESTE	44
FIGURA 36: CONEXIÓN CRUZADO TRANSPORTE - PIQUE DE TRASPASO	45
FIGURA 37: ENVOLVENTE Y DEFINICIÓN DE ALTURA DE COLUMNAS SEGÚN CERTEZA	48
FIGURA 38: DISTRIBUCIÓN TRAPEZOIDAL DE PRECIOS, COSTOS Y TRATAMIENTOS.....	49
FIGURA 39: ÁBACOS DE DILUCIÓN DE LAUBSCHER	50
FIGURA 40: PUNTO DE ENTRADA DE DILUCIÓN (HESLOP & LAUBSCHER, 1982).....	51
FIGURA 41: ÁBACO PARA ESTIMACIÓN DE ALTURA DE INTERACCIÓN HIZ (HESLOP & LAUBSCHER, 1982).....	51
FIGURA 42: RAZÓN DE PROPAGACIÓN DEL HUNDIMIENTO	56
FIGURA 43: VISTA LONGITUDINAL RESTRICCIÓN DE SUBSIDENCIA	58
FIGURA 44: POLÍTICA DE EXTRACCIÓN NIVEL 1841	62
FIGURA 45: SECUENCIA DE APERTURA DE ÁREA NIVEL 1841	63
FIGURA 46: PERFIL TRANSVERSAL DE LA EXTRACCIÓN EN CASO BASE	64
FIGURA 47: PERFIL TRANSVERSAL DE LA EXTRACCIÓN EN CASO 1 – TRADE-OFF.....	66
FIGURA 48: PERFIL TRANSVERSAL DE LA EXTRACCIÓN EN CASO 2 – AUMENTO CAPACIDAD ...	69
FIGURA 49: BASES DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	72

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: MALLAS DE EXTRACCIÓN NIVEL 1841	5
TABLA 2: CRITERIOS GEOMECÁNICOS PRINCIPALES.....	5
TABLA 3: RESUMEN PARÁMETROS GEOTÉCNICOS UGTB PES	10
TABLA 4: RESUMEN PARÁMETROS GEOTÉCNICOS UGTB QIS	10
TABLA 5: RESUMEN PARÁMETROS GEOTÉCNICOS UGTB QMES	11
TABLA 6: IRMR _{L2001} DOMINIOS GEOTÉCNICOS ASOCIADOS A PILAR OESTE.....	13
TABLA 7: ASIGNACIÓN PUNTAJES ÍNDICE IRMRB E IRMRL 2001.....	14
TABLA 8: RESULTADOS FLOWSIM FALLA POR DERRAME (U. DE CHILE, 2008).....	21
TABLA 9: RESULTADOS FLOWSIM FALLA POR DESPLOME (ÁNGULO 45°) (U. DE CHILE, 2008)....	21
TABLA 10: CUBICACIÓN PILAR OESTE.....	37
TABLA 11: PRINCIPALES PARÁMETROS ECONÓMICOS IB.....	49
TABLA 12: CUBICACIÓN DE RESERVAS PILAR OESTE	54
TABLA 13: CÁLCULO RENDIMIENTO EQUIPO LHD, DISTANCIA MEDIA DE TRANSPORTE 70 M.....	55
TABLA 14: PERFIL DE VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN PILAR OESTE	57
TABLA 15: PERFIL DE VELOCIDADES DE EXTRACCIÓN PLAN DE PRODUCCIÓN LARGO PLAZO CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA.....	63
TABLA 16: ESTADÍSTICAS TOTALES PLAN DE PRODUCCIÓN LARGO PLAZO CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA.....	63
TABLA 17: ESTADÍSTICAS POR NIVEL PLAN DE PRODUCCIÓN LARGO PLAZO CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA.....	64
TABLA 18: DESGLOSE PLAN MINERO CASO BASE	64
TABLA 19: PRINCIPALES INDICADORES PLAN MINERO CASO BASE	65
TABLA 20: DESGLOSE PLAN MINERO CASO 1 – TRADE-OFF	67
TABLA 21: PRINCIPALES INDICADORES PLAN MINERO CASO 1 – TRADE-OFF	67
TABLA 22: DESGLOSE PLAN MINERO CASO 2 – AUMENTO CAPACIDAD	69
TABLA 23: PRINCIPALES INDICADORES PLAN MINERO CASO 2 – AUMENTO CAPACIDAD	70
TABLA 24: PARÁMETROS ECONÓMICOS OO.CC.....	73
TABLA 25: DESGLOSE COSTO DE PREPARACIÓN CASO BASE.....	75
TABLA 26: DISTRIBUCIÓN COSTO PREPARACIÓN CASO BASE.....	75
TABLA 27: DESGLOSE COSTOS DE PREPARACIÓN CASO 1 – CASO 2	76
TABLA 28: DISTRIBUCIÓN COSTOS DE PREPARACIÓN CASO 1 – CASO 2	76
TABLA 29: GASTO Y COSTO PROMEDIO EXTRACCIÓN MINA CASO BASE	78
TABLA 30: RESUMEN TOTALES FLUJO DE CAJA CASO BASE.....	79
TABLA 31: COSTO OPERACIONAL POR HORA LHD PRODUCCIÓN.....	81
TABLA 32: CÁLCULO COSTO EXTRACCIÓN LHD PILAR OESTE – CASO 1: TRADE-OFF	81
TABLA 33: GASTO Y COSTO PROMEDIO EXTRACCIÓN MINA CASO 1: TRADE-OFF	82
TABLA 34: FLUJO DE CAJA CASO 1: TRADE-OFF. DIFERENCIALES VERSUS CASO BASE PERÍODO 2023-2034	83
TABLA 35: CUADRO COMPARATIVO CASO BASE VERSUS CASO 1 – DIFERENCIALES A VALOR ACTUAL.....	84
TABLA 36: CÁLCULO COSTO EXTRACCIÓN LHD PILAR OESTE – CASO 2: AUMENTO CAPACIDAD	86
TABLA 37: GASTO Y COSTO PROMEDIO EXTRACCIÓN MINA CASO 2: AUMENTO CAPACIDAD	86
TABLA 38: FLUJO DE CAJA CASO 2: AUMENTO CAPACIDAD. DIFERENCIALES VERSUS CASO BASE PERÍODO 2023-2034	87
TABLA 39: CUADRO COMPARATIVO CASO BASE VERSUS CASO 2 – DIFERENCIALES A VALOR ACTUAL.....	88
TABLA 40: SENSIBILIDAD DEL VAN AL COSTO DE PREPARACIÓN. DIFERENCIALES VERSUS CASO BASE.....	89
TABLA 41: DESGLOSE COSTOS DE PREPARACIÓN CASO 1 – CASO 2 CON NIVEL DE HUNDIMIENTO	90

TABLA 42: RESUMEN EVALUACIÓN ECONÓMICA CASO BATEA ALTA	90
TABLA 43: LEYENDA DE COLORES SEGÚN % DE EXTRACCIÓN.....	110

ÍNDICE DE GRÁFICOS

GRÁFICO 1: CURVA TONELAJE - LEY PILAR OESTE	37
GRÁFICO 2: FINOS CU EN PILAR OESTE VERSUS PED	52
GRÁFICO 3: TONELAJE PILAR OESTE VERSUS PED	53
GRÁFICO 4: ESCENARIO INTEGRADO CHUQUI RAJO – CHUQUI SUBTE – RT FASE I.....	60
GRÁFICO 5: PLAN MINERO CASO BASE - CHUQUI SUBTE + RT FASE I.....	61
GRÁFICO 6: PLAN MINERO CASO 1 – TRADE-OFF	66
GRÁFICO 7: PLAN MINERO CASO 2 – AUMENTO CAPACIDAD	68
GRÁFICO 8: EJEMPLO COEXISTENCIA MACRO BLOQUE – PILAR OESTE (S2 – UBE SUR2).....	71
GRÁFICO 9: FLUJOS NOMINALES - CASO BASE.....	80

1 INTRODUCCIÓN

1.1 Motivación

El diseño minero y planificación del primer nivel del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS) considera un pilar definido por la falla oeste y el límite de la explotación del primer nivel de producción. Este pilar, denominado Pilar Oeste o en inglés *Rib Pillar*, justifica su presencia en base a criterios geomecánicos y de planificación con el objetivo de evitar la entrada prematura de material diluyente a las columnas de extracción que integran la envolvente económica.

La problemática radica en la existencia de recursos minerales de alto interés económico contenidos en este pilar, que podrían traducirse en una interesante oportunidad de generar modificaciones al plan minero del primer nivel. Sin embargo esta oportunidad requiere que el pilar haya cumplido el objetivo que justifica su existencia en el diseño. Es decir, podrá ser explotado una vez que el caving este propagado y no exista riesgo de dilución temprana que pudiera perjudicar el negocio.

El modelo de recursos in-situ indica la presencia de altas leyes de cobre y molibdeno a lo largo de todo el pilar y principalmente en las zonas centro y sur de éste.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Evaluar el impacto técnico-económico de la recuperación de recursos remanentes en el Pilar Oeste durante y después de la explotación de macro bloques, presentando distintas alternativas desde la óptica de las disciplinas de diseño y planificación.

1.2.2 Objetivos específicos

- Fundamentar en base a criterios geomecánicos y fenomenología de flujo gravitacional la factibilidad de explotación del Pilar Oeste en las condiciones descritas.
- Selección de un método de explotación proponiendo opciones en el diseño minero, sistema manejo de minerales, ventilación e infraestructura en general.
- Generación de planes de producción, considerando integración de reservas mineras, restricciones en la secuencia de explotación y productividades aplicables.
- Evaluación técnico-económica de las soluciones propuestas cuantificando en términos de VAN diferencias con caso base.

- Según sean los resultados, plantear extrapolación del diseño de recuperación del Pilar Oeste a niveles inferiores y concluir respecto a factibilidad de que ésta forme parte de la planificación minera a largo plazo del PMCHS.

1.3 Alcances

Este estudio se realiza en el marco de la explotación de recursos mineros remanentes de una mina subterránea explotada por hundimiento de bloques. Incluye la integración de reservas considerando un modelo y parámetros económicos de acuerdo al método de explotación a utilizar.

Tomando en cuenta el diseño minero del primer nivel de producción y la configuración del Pilar Oeste se realiza un estudio de perfil, que actúa sobre el caso base de la Ingeniería Básica del PMCHS.

Se realiza una planificación de largo plazo con base anual donde se proponen y evalúan dos alternativas.

1.4 Metodología

La metodología de trabajo considera pasos secuenciales que se describen a continuación.

1. Revisión bibliográfica relativa a aspectos de estabilidad de la pared oeste y flujo gravitacional, que consiste en recopilar y resumir estudios realizados durante etapas previas de la ingeniería respecto a la condición geomecánica del Pilar Oeste y a la explotación del primer nivel en general.
2. Selección de un método subterráneo de explotación, considerando abanico de posibilidades, utilizado en proyecto de similares características. Realizar descarte de opciones de forma analítica utilizando criterio experto y selección del método más idóneo en función de sus ventajas comparativas.
3. Cubicación de recursos, considerando configuración geométrica del pilar así como consideraciones geomecánicas de estabilidad de la pared oeste y flujo gravitacional.
4. Planteamiento de propuestas de diseño minero; una vez elegido el método de explotación, proponer diseño con al menos dos alternativas indicando sus ventajas y desventajas.
5. Integración de reservas, para lo cual se utilizará un modelo económico de beneficio, donde se calcularán la envolvente económica y se cubicarán las reservas mineras en función de parámetros técnico – económicos y del punto de entrada de dilución.

6. Generación de los Planes Mineros para distintos casos alternativos al plan definido como Caso Base con sus respectivas secuencias de explotación.

7. Comparación y conclusión de las alternativas propuestas según parámetros técnicos: metros construidos, restricciones, constructibilidad, rendimientos, etcétera. Conclusiones ante resultados de la evaluación económica (finos, costos operacionales, inversiones diferidas).

2 ANTECEDENTES

2.1 Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea

El complejo minero asociado a la División Chuquicamata, ubicado a 1.650 kilómetros al norte de la ciudad de Santiago, en la II Región de Antofagasta, a 2.900 m.s.n.m., cuenta con tres minas explotadas a cielo abierto que son Chuquicamata, Radomiro Tomic y Mina Sur.

Debido a la intensa explotación de la Mina Chuquicamata, que se ha extendido durante los últimos 100 años, el rajo se ha profundizado de tal forma que la razón estéril mineral ha aumentado y la distancia que deben recorrer camiones y equipos mineros es tal que los costos se han incrementado haciendo el negocio menos rentable. Consecuencia de lo anterior la Corporación, como parte de su plan de negocios y estrategia de proyectos estructurales que permitan sostener la producción de finos de cobre durante las próximas décadas, realizó estudios de exploración en profundidad determinando que existe gran cantidad de recursos mineros remanentes bajo los taludes finales del rajo, la vida económica del cual se proyecta llegará a su fin el año 2018.

La presencia de estos recursos mineros remanentes impulsó el estudio y evaluación de la viabilidad técnica y potencial económico de explotar el yacimiento considerando minería subterránea, generando entonces un proyecto estructural que permitiría sustentar un plan de negocios hasta aproximadamente el año 2060.

El proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS), actualmente desarrollado por de la Vicepresidencia de Proyectos de Codelco (VP) se encuentra en la etapa de Ingeniería Básica. Esta contempla la construcción de una mina subterránea masiva, para extraer alrededor de 1.700 millones de toneladas de mineral con leyes medias de 0,71% Cu, 499 ppm Mo y 460 ppm As.

Los estudios realizados a la fecha han concluido que la mina podría comenzar sus operaciones hacia el año 2019 a un ritmo de 13.000 toneladas por día (tpd), aumentando paulatinamente la producción durante los 7 años siguientes hasta alcanzar la máxima capacidad o régimen de 140 ktpd. Un corte transversal en la coordenada 3190 E, muestra el pit final proyectado al año 2018 y el modelo de bloques con los recursos remanentes debajo de éste (Figura 1).

El inicio de la producción se encuentra precedido por la construcción de la infraestructura necesaria que está fundamentalmente determinada por el desarrollo de largos piques de ventilación, túneles y rampas de acceso y transporte de mineral.

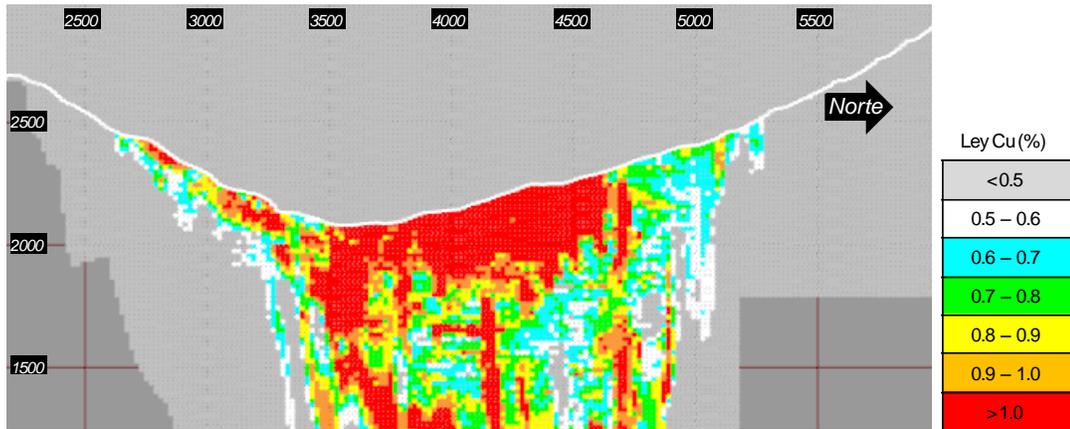


Figura 1: Corte transversal modelo de bloques, pit final año 2018

2.2 Método de explotación y configuración de niveles de producción

La Mina Chuquicamata Subterránea está configurada en base al método de explotación block caving o hundimiento de bloques, cuyo diseño contempla unidades básicas de explotación independientes en su preparación y producción, denominadas macro bloques, cuya área basal varía entre 24000 m² y 39000 m². La mina se ha configurado considerando cuatro niveles de explotación, los que serán preparados y puestos en producción en forma secuencial y descendente durante la vida útil del proyecto. Éstos han sido caracterizados referencialmente por las cotas de los respectivos niveles de hundimiento (m.s.n.m.) que son: 1841/1624/1409/1193.

El diseño de cada macro bloque está asociado a un layout del nivel de producción tipo Teniente donde está considerada la operación con equipos LHD con capacidad de 9 yd³, con un esquema de hundimiento convencional (tipo Andina y Salvador) en los dos niveles de explotación superiores y con hundimiento avanzado (tipo 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 diseño de piques de traspaso-tolvas, estaciones de chancado primario de mandíbulas y correas transportadoras, configuración que busca maximizar la continuidad de las operaciones y reducir la cantidad de personal. Para los alcances de este estudio, es importante concentrarse en los criterios geomecánicos y de diseño del primer nivel de producción (1841). La disposición de los macro bloques en planta se muestra en la Figura 2 y sus valores principales se resumen en la Tabla 1.

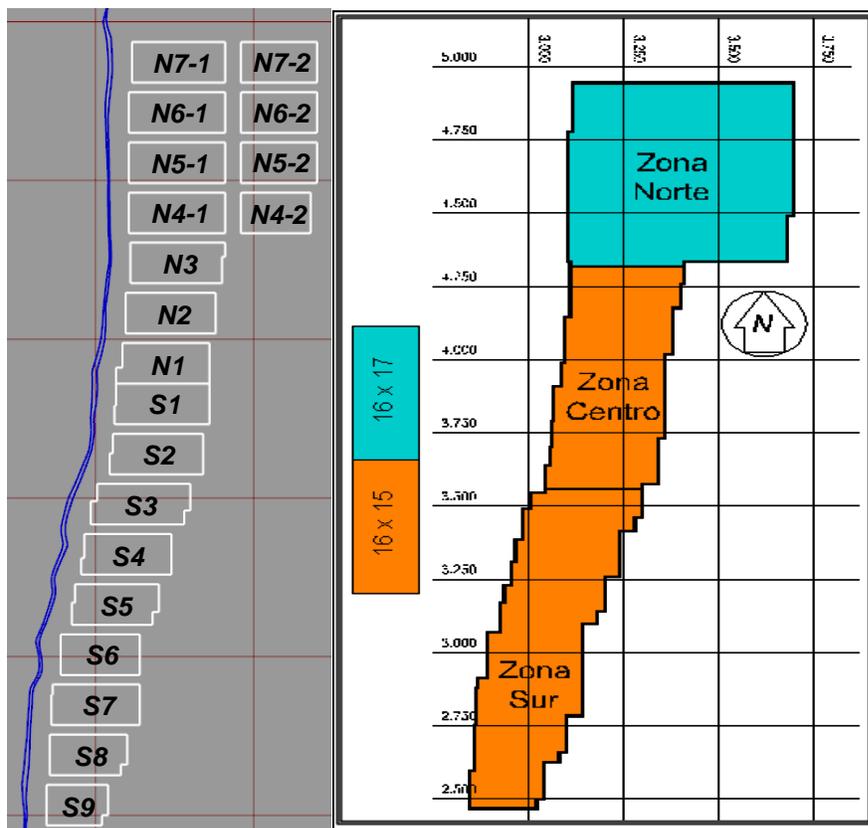


Figura 2: Disposición macro bloques y zonas nivel 1841

Tabla 1: Mallas de extracción nivel 1841

Sector	Primer nivel (1841 m.s.n.m.)	
	Malla	LHD
Norte	32x17	9 yd ³
Centro	32x15	
Sur		

Tabla 2: Criterios geomecánicos principales

Ítem	Unidad	Valor
Macro bloques requeridos para iniciar el caving en cada nivel	Macro bloque	2
Largo de los macro bloques (mínimo-máximo)	m	100 - 350
Ancho pilar en la dirección este – oeste	m	30
Ancho pilar en la dirección norte – sur	m	50
Ancho Pilar Oeste	m	60
Ancho pilar entre macro bloques iniciales	m	Sin pilar
Suavizamiento (escalón) de los macro bloques	m	≤ 40

Respecto a los criterios geomecánicos mostrados en la Tabla 2, el ítem de suavizamiento de los macro bloques se refiere a que un desfase o escalón superior a los 40 m generaría problemas de estabilidad debido a los abutment stress concentrados en esas esquinas.

En términos generales, cada macro bloque contempla en su diseño el desarrollo de seis niveles que en orden descendente se enumeran a continuación:

- i. Nivel de hundimiento
- ii. Nivel de producción
- iii. Nivel de inyección de aire
- iv. Nivel de extracción de aire
- v. Nivel de chancado
- vi. Nivel de transporte intermedio

La Figura 3 ilustra desde el nivel de hundimiento hasta el nivel de chancado.

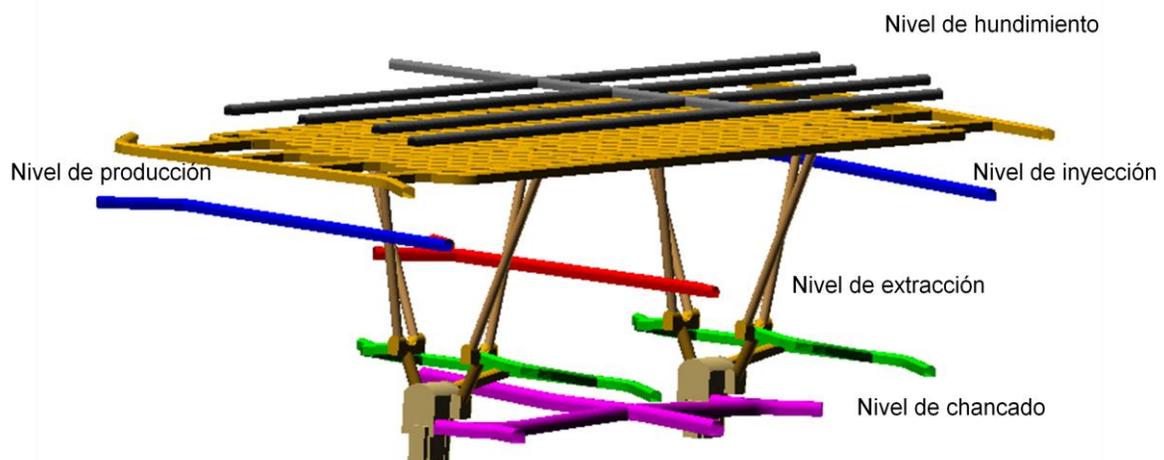


Figura 3: Isométrico niveles por macro bloque

2.3 Pilar Oeste

En la literatura minera relativa a mecánica de rocas, un pilar se define como la roca in-situ entre dos o más excavaciones subterráneas (Coates 1981). Los pilares pueden tener geometrías simples o complejas dependiendo de la naturaleza del yacimiento donde se encuentran, el método minero aplicado y el propósito para el cual fueron diseñados. En particular para este estudio se tiene un pilar cuyo propósito es generar una barrera entre la minería y la falla oeste para evitar la entrada prematura de dilución y una activación de los mecanismos de falla, que puedan generar problemas de estabilidad sobre el nivel de producción,

El Pilar Oeste está definido como una larga franja de roca maciza limitada al oeste por la falla oeste y al este por el límite de la explotación del nivel de producción como se observa en la Figura 4.

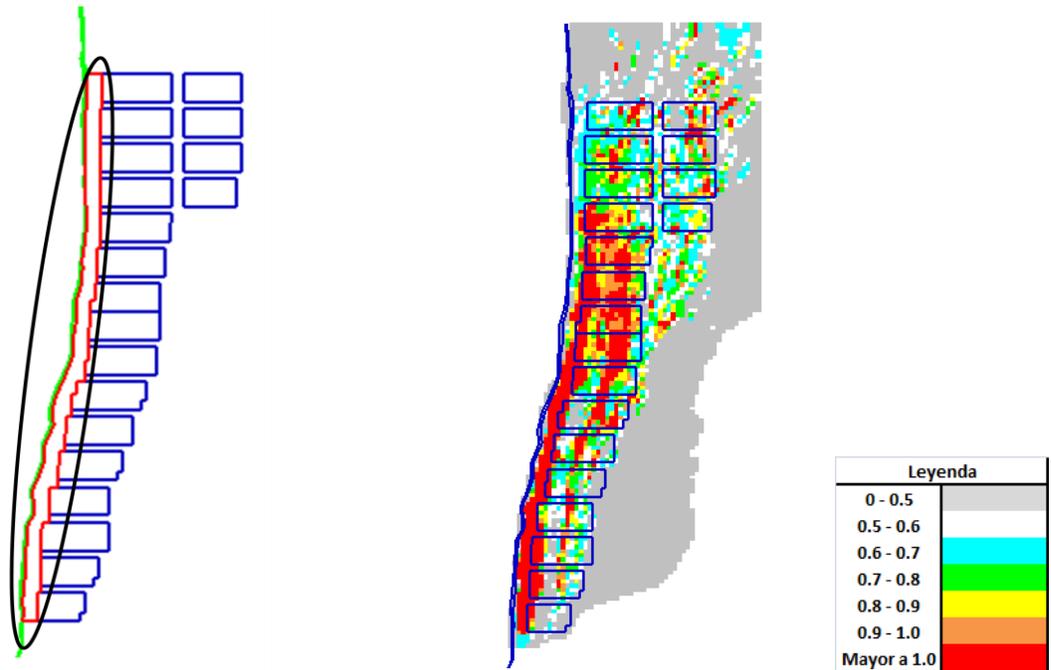


Figura 4: Pilar Oeste y modelo de recursos

En la Figura 5 es posible observar una sección transversal típica del Pilar Oeste.

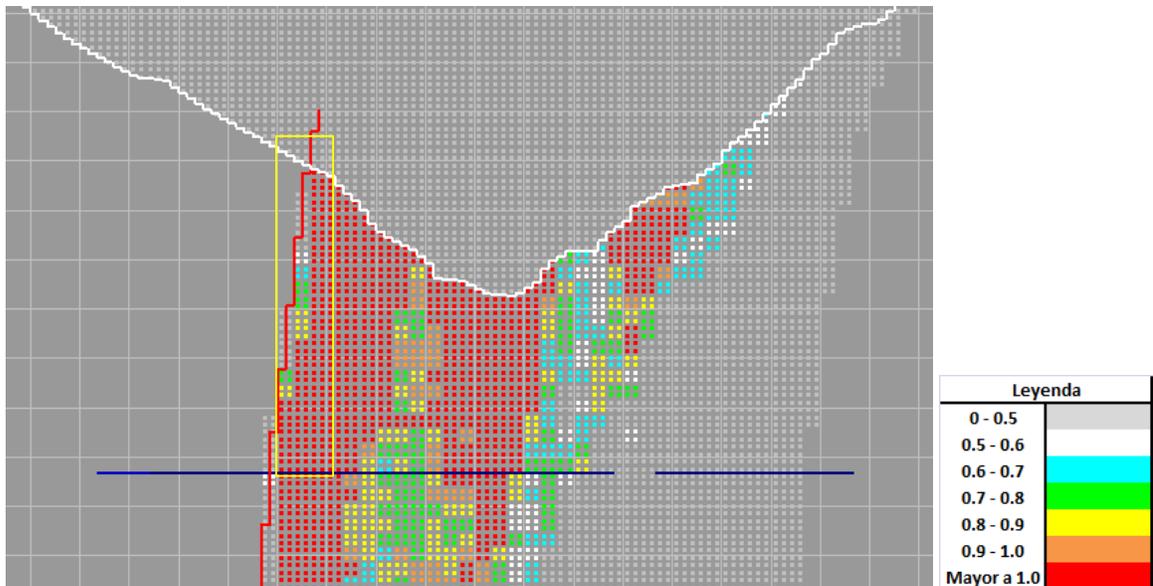


Figura 5: Sección transversal 3715N. Modelo de recursos

La existencia de este pilar responde a que al oeste de la falla ocurre un brusco cambio en la geología de la zona, dando ocurrencia en ese sector a material completamente estéril, el cual pudiese incorporarse como diluyente al iniciar el hundimiento de los macro bloques de no existir una estructura barrera.

Sus dimensiones son de 2480 m de largo, un ancho promedio de 60 m y una altura que varía desde los 350 a los 680 m en las zonas centro y norte-sur respectivamente. En el plano tridimensional, la geometría del pilar no es tabular sino que la de un prisma, ya que en altura va disminuyendo su espesor debido al manto hacia el oeste de la falla oeste.

La característica más interesante y atractiva de este pilar es sin duda el perfil de leyes que presenta el modelo de recursos in-situ ahí definido. A lo largo de toda su extensión presenta altas leyes de Cu y Mo, siendo éstas aún mayores en las zonas centro y sur (Figura 4).

El entendimiento y definición de todas las variables involucradas en la existencia y comportamiento del Pilar Oeste son de vital importancia a la hora de someter a estudio la explotación de los recursos remanentes en el mismo.

2.4 Falla oeste

La Falla oeste es la estructura más importante de la Mina Chuquicamata no solo debido a su potencia, que varía desde 7 a 10 m, sino porque es la que limita bruscamente por el oeste la mineralización del pórfido, poniéndolo en contacto con la Granodiorita Fortuna, que no posee minerales de interés económico. Es una estructura de rumbo general NS – NNE y manta 75 – 80° hacia el oeste, ángulo que en profundidad varía levemente en forma decreciente.

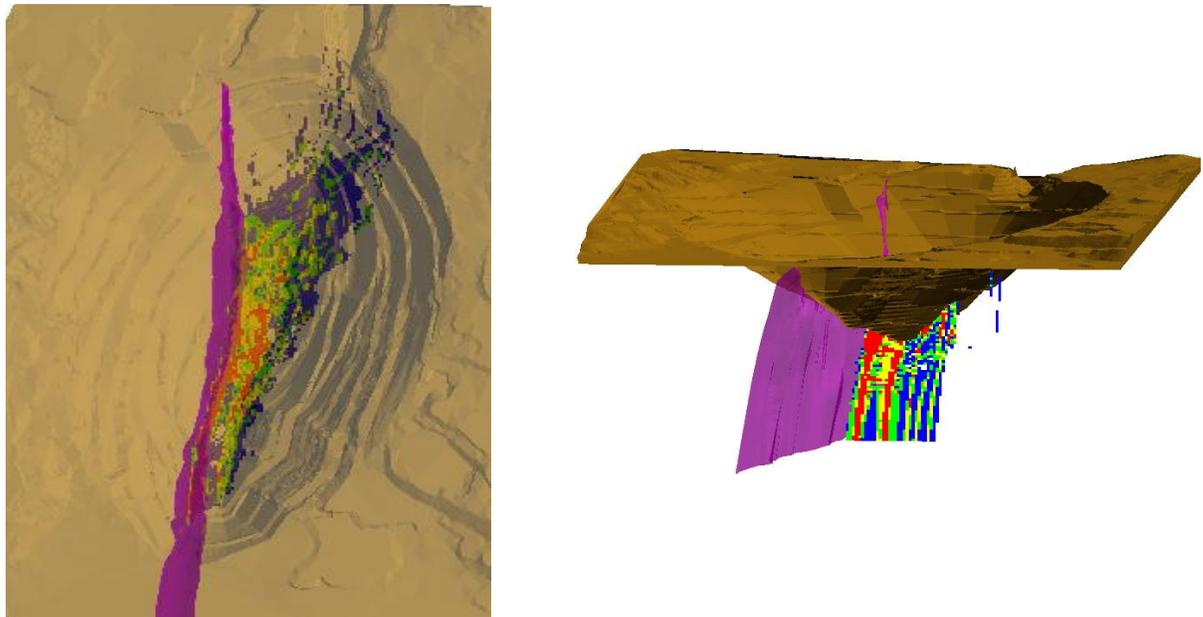


Figura 6: Vistas isométrica y en planta falla oeste

2.5 Condición geológica – geotécnica del Pilar Oeste

De acuerdo a la información recopilada de más de 50.000 m de sondaje durante etapas previas de la ingeniería del proyecto, es posible caracterizar geotécnica y estructuralmente el macizo rocoso correspondiente al Pilar Oeste

2.5.1 Geología, dominios estructurales y unidades geotécnicas básicas

En la Mina Chuquicamata se identifican seis dominios estructurales: Dominio Mesabi, Dominio Noroeste, Dominio Balmaceda, Dominio Estanques Blancos, Dominio Zaragoza y Dominio Americana. En tanto en el talud oeste se encuentran los Dominios Fortuna Norte y Fortuna Sur, como se aprecia en la Figura 7.

El Pilar Oeste se emplaza mayoritariamente en el Dominio Americana en sus subdominios Americana Norte (AN), Americana Central (AC) y Americana Sur (AS). En su extremo norte, se encuentra controlado en una pequeña porción por el Dominio Zaragoza.

Para la caracterización geotécnica se desarrolló el concepto de Unidades Geotécnicas Básicas (UGTB), las cuales consisten en cuerpos relativamente homogéneos y que son resultado de la sobreimposición de las unidades de alteración a las unidades litológicas. Se reconocen doce UGTB que se mencionan a continuación:

- Granodiorita Fortuna (GDF)
- Zona de Cizalle Moderado (ZCM)
- Zona de Cizalle Intenso (ZCI)
- **Pórfido Este Sericítico (PES)**
- Pórfido Este Potásico (PEK)
- Pórfido Este Clorítico (PEC)
- Metasedimentos (MET)
- Granodiorita Elena Sur (GES)
- Brecha entre fallas (BEF)
- Cuarzo mayor a Sericita (QMS)
- **Cuarzo igual a Sericita (QIS)**
- **Cuarzo menor a Sericita (QMES)**

Las UGTB que se encuentran contenidas en el Pilar Oeste son tres y se describen brevemente a continuación:

- Pórfido Este Sericítico (PES): Esta unidad es el resultado de la sobre imposición de la unidad de alteración Sericítica-Potásica a la unidad litológica Pórfido Este. Se distribuye como una franja norte-sur en la parte centro y sur de los cuatro niveles (1841, 1625, 1409 y 1193) mientras que en el sector norte, en estos mismos niveles, se distribuye sin una orientación preferencial y siendo la unidad predominante del sector. Hacia el oeste presenta contactos gradacionales con la unidad roca cuarzo-sericita, hacia el este grada a la unidad PEK en el centro y sur del yacimiento. De acuerdo a los datos obtenidos para esta etapa del

proyecto, los parámetros geotécnicos para esta UGTB se detallan en la Tabla 3 que resume los datos obtenidos desde el mapeo de sondajes.

Tabla 3: Resumen parámetros geotécnicos UGTB PES

Parámetros geotécnicos (UGTB PES)	Menor	Valor de la media	Mayor
RQD	94	97	100
FF	2	3	4
GSI	51	58	65
IRS _{PLT}	34	98	162

- Cuarzo igual a Sericita (QIS): La unidad Cuarzo Igual Sericita corresponde a una roca con una alteración constituida principalmente de Cuarzo secundario y Sericita, los cuales ocurren de forma penetrativa, obliterando la totalidad de la textura original de la roca original. También se reconocen cristales de Anhidrita, y cantidades subordinadas de Yeso. La característica principal es el contenido de cuarzo semejante a sericita. Los parámetros geotécnicos para esta UGTB se detallan en la Tabla 4 que resume los datos obtenidos desde el mapeo de sondajes y labores subterráneas para esta UGTB.

Tabla 4: Resumen parámetros geotécnicos UGTB QIS

Parámetros geotécnicos (UGTB QIS)	Menor	Valor de la media	Mayor
RQD	94	97	100
FF	1	3	4
GSI	44	52	61
IRS _{PLT}	13	49	86

- Cuarzo menor a Sericita (QMES): La unidad Cuarzo menor a Sericita corresponde a una roca de textura totalmente obliterada, producto de una intensa alteración cuarzo sericita, en que la característica mineralógica principal es el alto contenido de sericita y arcillas. La alteración para esta unidad está constituida principalmente de cuarzo secundario y sericita, los cuales ocurren de forma penetrativa obliterando la totalidad de la textura original de la roca original, además de la presencia de anhidrita y trazas de cristales de yeso. Se encuentra asociada a la zona de daño este de la falla oeste y a la zona de daño de fallas “*very important fault*” (VIF), con un eminente control estructural. Esta unidad se expone como una franja discontinua norte-sur, principalmente en el flanco oriental de la falla oeste y como halo de estructuras mayores que cruzan la unidad. Los parámetros geotécnicos para esta UGTB se detallan en la Tabla 5 que resume los datos obtenidos desde el mapeo de sondajes y labores subterráneas.

Tabla 5: Resumen parámetros geotécnicos UGTB QMES

Parámetros geotécnicos (UGTB QMES)	Menor	Valor de la media	Mayor
RQD	30	58	87
FF	2	10	18
GSI	27	40	53
IRS _{PLT}	16	27	38

La nomenclatura usada en las tablas 3, 4 y 5 es la siguiente:

- RQD: *Rock Quality Designation*. Calidad de la roca medida en sondajes.
- FF: Frecuencia de fractura por metro calculada desde sondajes.
- GSI: *Geological Strenght Index*. Calculado desde sondajes.
- IRS_{PLT}: Resistencia calculada a partir del Is₅₀ (PLT)¹.

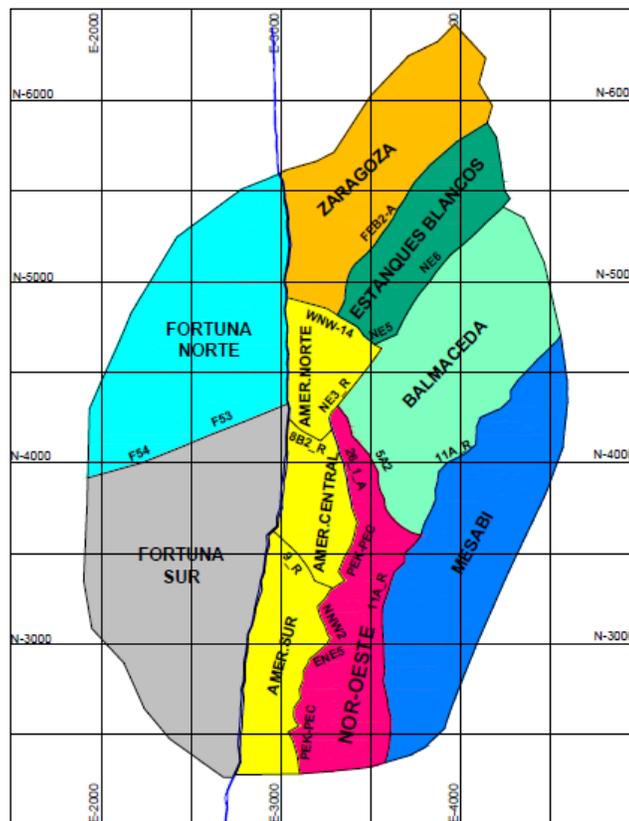


Figura 7: Dominios estructurales al nivel 1841

¹ El ensayo PLT (Point Load Test) utilizado en mecánica de rocas es un método aceptado para el cálculo del índice de resistencia de la roca (Is), este índice puede ser correlacionado con la resistencia de compresión uniaxial (UCS).

2.5.2 Dominios geotécnicos

En términos generales, un dominio geotécnico representa un volumen relativamente homogéneo de calidades de roca, a ajustar por condiciones de esfuerzo, presencia de agua y geometría. Estos sectores, que afectan a las distintas UGTB, presentan características estructurales propias y distintivas en lo referente a los sets o familias de estructuras y cuyos límites quedan definidos por entes geológicos (fallas geológicas, contactos litológicos, etc).

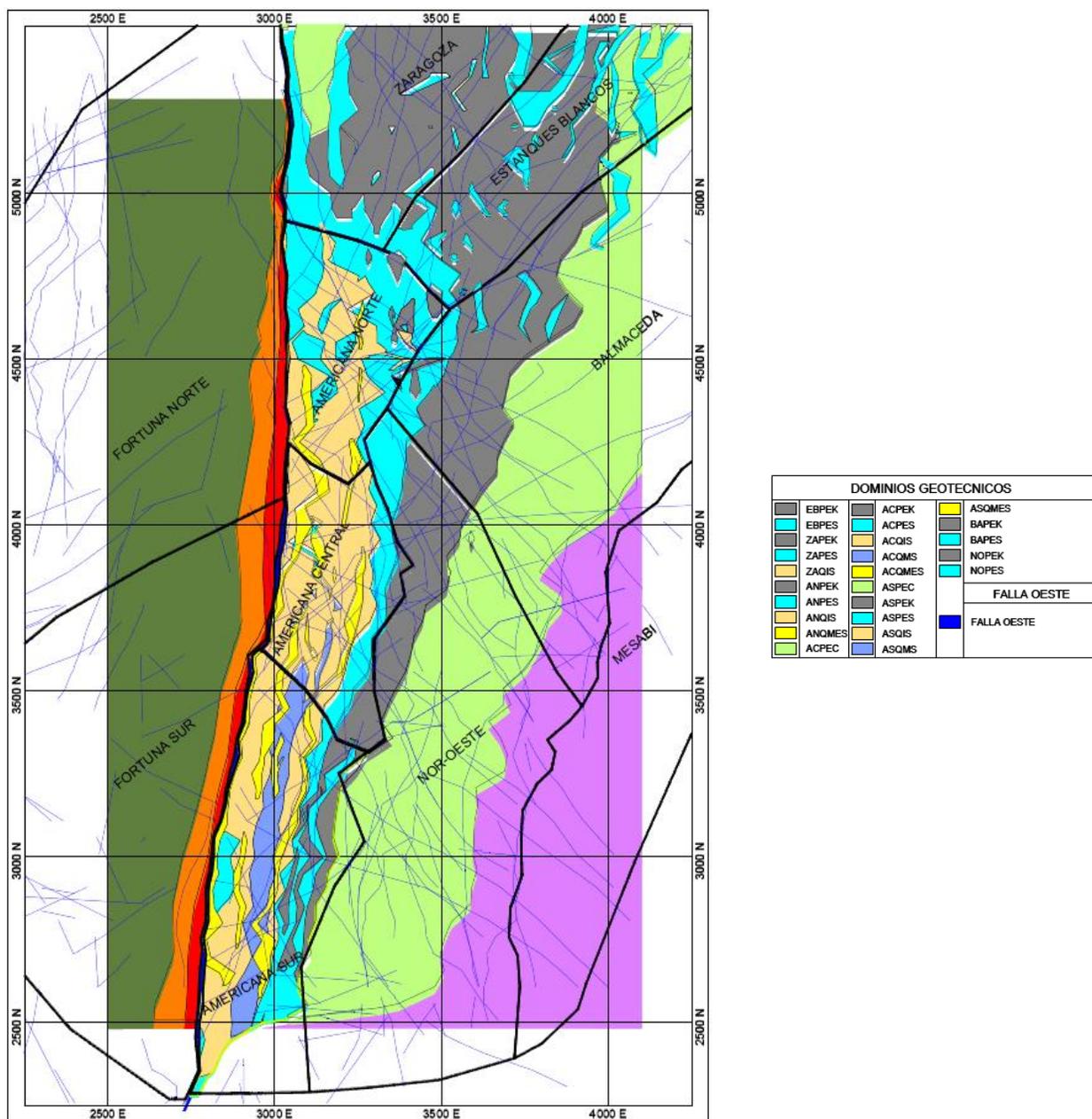


Figura 8: Dominios geotécnicos al nivel 1841

A continuación en la Tabla 6 se muestra para cada dominio geotécnico asociado al Pilar Oeste el valor de $IRMR_{L2001}$.

Tabla 6: $IRMR_{L2001}$ dominios geotécnicos asociados a Pilar Oeste

Dominio geotécnico	$IRMR_{L2001}$		
	Mín.	Media	Máx.
Americana Norte			
ANPES	51	60	77
ANQIS	44	54	69
ANQMES	37	40	62
Americana Central			
ACPES	51	62	76
ACQIS	43	50	68
ACQMES	37	42	62
Americana Sur			
ASPES	46	55	72
ASQIS	29	34	59
ASQMES	21	28	44

El objetivo de la caracterización de los dominios geotécnicos es la identificación de condiciones naturales geológico-geotécnicas, con potencialidad restrictiva a la construcción y desempeños operacionales de diseños civiles y mineros, así como permitir el análisis de las variables fundamentales en unidades geotécnicas consideradas críticas. Por último, permite la generación de acciones mitigadoras con el propósito de obtener un potencial de riesgo geológico-geotécnico bajo, considerado aceptable para la construcción propuesta del proyecto civil o minero.

2.5.3 Calidad geotécnica del Pilar Oeste

El índice *Intact Rock Mass Rating* ($IRMR_{L2001}$, Jakubec y Laubscher 2001) es el resultado de la suma de un puntaje asignado a la resistencia del bloque de roca, de un puntaje asignado a la frecuencia de fracturas abiertas ajustado de acuerdo a la frecuencia de discontinuidades cerradas con relleno blando y el puntaje asignado a la condición de las discontinuidades.

Para puntuar la calidad del macizo rocoso se utilizaron los valores promedio del $IRMR_{L2001}$, con lo cual, la roca en el Pilar Oeste varía desde una calidad buena (IIB) a una calidad Mala (IVB). En la Tabla 6 se aprecia que en el sector sur del yacimiento, en los dominios geotécnicos ASQIS y ASQMES la roca es mala (IVA-IVB), mientras que en el sector centro-norte, la roca es mayoritariamente regular (IIIA-IIIB) en las UGTB PES y QIS.

Tabla 7: Asignación puntajes índice IRMRB e IRML 2001

Código	Clase	Puntaje	Descripción
1	I	81-100	Muy buena
2	IIA	71-80	Buena
3	IIB	61-70	Buena
4	IIIA	51-60	Regular
5	IIIB	41-50	Regular
6	IVA	31-40	Mala
7	IVB	21-30	Mala
8	V	0-20	Muy mala

Respecto a los esfuerzos, se han realizado mediciones mediante la técnica Hollow Inclusion, validados utilizando la técnica de emisión acústica en sondajes. Los resultados muestran que para el nivel 1841 los esfuerzos están controlados principalmente por la topografía del rajo. Como valores representativos se tiene $\sigma_1 = 25$ MPa subhorizontal y $\sigma_3 = 15$ MPa subvertical con una razón de esfuerzos k de 1,66.

3 ESTADO DEL ARTE MODO DE FALLA DE LA PARED OESTE

Para la evaluación de los posibles métodos de explotación a implementar en el Pilar Oeste para la recuperación de sus recursos, es de suma importancia tener en consideración variables geométricas y geomecánicas que harán más o menos idóneos los distintos métodos subterráneos de explotación.

En este contexto, desde el inicio del proyecto existen interrogantes referidas a la evolución de la cavidad del hundimiento debido a la influencia de la falla oeste y al comportamiento de la pared oeste del rajo y su modo de falla.

Debido a las repercusiones técnicas y económicas que podrían tener los aspectos recién planteados, se han realizado numerosos estudios con importante inversión de recursos, los que han arrojado como resultado la divergencia en resultados y opiniones de los expertos. A continuación se resumen tres estudios llevados a cabo respecto al modo de falla de la pared oeste y a la dilución.

3.1 Estudio ITASCA/SRK

Entregado el año 2006, este estudio abarca tanto el mecanismo de falla de la pared oeste como la proyección de la propagación del hundimiento. Además proporciona un valor aproximado del porcentaje de recuperación de mineral y porcentaje de dilución. Para esto se utilizó modelamiento numérico empleando las herramientas *Universal Distinct Element Method* (UDEC) y *Particle Flow Code* (PFC), donde los modelos fueron calibrados versus mediciones de desplazamiento, de inclinómetros y observaciones en terreno de agrietamiento en los taludes de la pared oeste del rajo para el caso de UDEC (datos recopilados desde 1993).

Para la calibración del modelo en PFC se sensibilizó el crecimiento de la cavidad y la extracción como función de la litología, propiedades del macizo rocoso, altura de bloques y estrategia de tiraje. El modelo en PFC representa el macizo rocoso como un gran conjunto de partículas conectadas entre sí, donde las propiedades de dichas conexiones corresponden a valores de resistencia al corte y tracción estimados para la roca in-situ.

Los principales resultados del estudio indican que la cavidad del hundimiento crece verticalmente hasta que se alcanza una extracción de entre un 40% y un 50%. A esa cantidad extraída, se ha removido suficiente material desde la “pata” de la pared oeste como para inducir su fallamiento y deslizamiento del talud a lo largo de una superficie de cizalle a una profundidad igual o superior a 100 metros (Figura 9), con un ángulo aproximado de 30 grados.

Debido a este desplazamiento de material, las líneas de flujo del tiraje en principio son verticales y luego describen una curva hacia el talud oeste. Por tanto las reglas empíricas clásicas de tiraje interactivo y el concepto de elipsoides de extracción y movimiento (Kvapil, 1965) aplicados en flujo gravitacional puro ven su aplicabilidad limitada en el caso particular de Chuquicamata Subterránea. Esto determina que el material extraído de cualquiera de los puntos de extracción perteneciente a los macro bloques corresponde tanto a la cavidad generada por encima del punto como a material proveniente del oeste del punto de extracción.

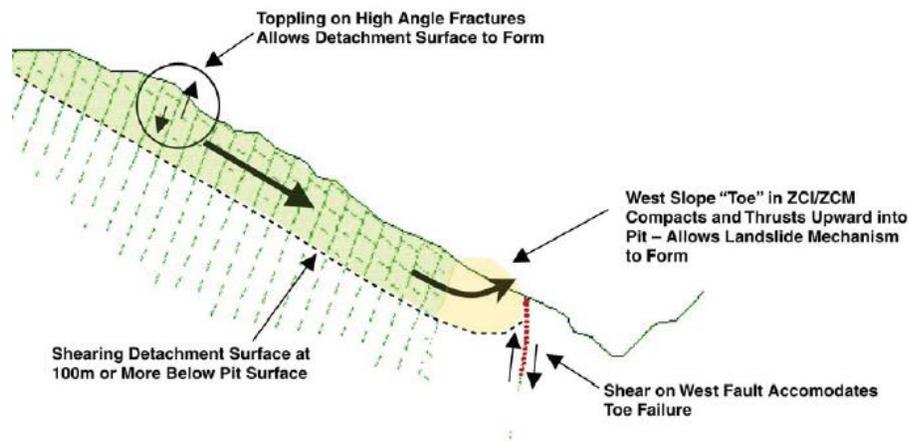


Figura 9: Mecanismo de falla pared oeste (ITASCA/SRK, 2006)

La dilución se incorporará a las columnas de extracción desde arriba (flujo vertical) y también a partir de un movimiento lateral del material empujado por el talud del rajo. Por esta razón el estudio recomienda un tiraje uniforme, con la restricción de evitar una extracción intensa en los puntos cercanos a la falla oeste ya que con esto aumentaría o adelantaría el potencial movimiento del talud de la pared oeste.

En la Figura 10 se observa la sección 3500N, donde se consideró tiraje uniforme para todos los puntos de extracción con una altura de columna promedio de 350 metros

(250 m por debajo de rajo y 430 en la zona de la falla oeste). El material de color verde representa el mineral y los materiales de colores celeste y púrpura las zonas de cizalle intenso y moderado respectivamente. El material color rojo representa el material estéril. A medida que aumenta el material extraído se observa como el talud oeste va empujando el mineral quebrado en forma lateral describiendo una línea de ángulo variable creciente en retroceso de oeste a este.

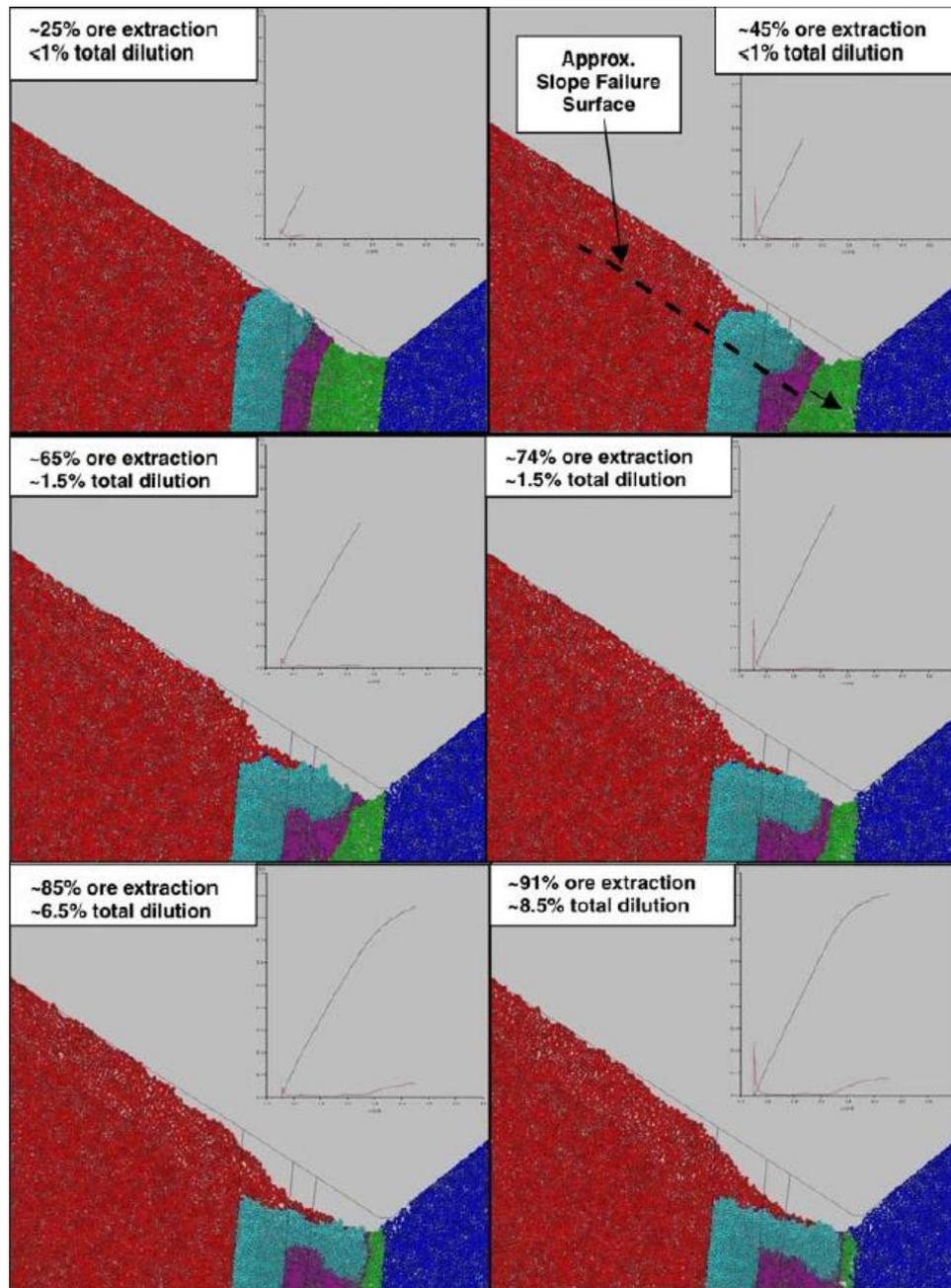


Figura 10: Evolución del movimiento del talud oeste (ITASCA/SRK, 2006)

Respecto al Pilar Oeste (*rib pillar*), que cumple una función de protección, éste ayuda a minimizar la magnitud del desplazamiento de la zona de cizalle en la superficie

de falla del talud, apuntalando en cierto modo este movimiento de material. Sin embargo, se predice que el caving se propagará a la superficie por sobre la parte superior del Pilar Oeste hacia la falla oeste, reduciendo su altura promedio efectiva a unos 60-80 metros (Figura 11).

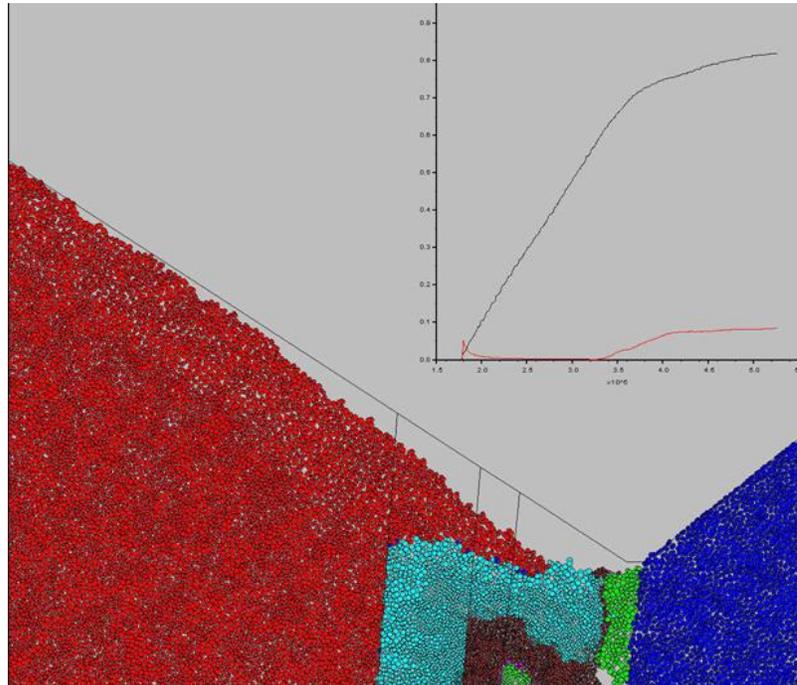


Figura 11: Modelamiento Pilar Oeste (ITASCA/SRK, 2006)

3.2 Estudio INGEROC

En el marco de evaluar la estabilidad de la pared oeste del Rajo Chuquicamata sometida a los efectos del hundimiento, la empresa consultora INGEROC realizó tres estudios, entregados durante abril de 2008:

1. Estudio analítico para definir cuantitativa y conceptualmente la estabilidad de la pared oeste.
2. Modelo físico de explotación del primer nivel.
3. Modelo y análisis de equilibrio límite con el programa SLIDE.

El modelo analítico conceptual tenía por objetivo determinar la magnitud de las fuerzas de empuje ejercidas por la pared oeste para saber si el material quebrado sería resistente a los esfuerzos generados. Se obtuvo que una vez que el hundimiento rompe en superficie, se alcanza el empuje máximo de la pared sobre el material quebrado, el cual representa solo el 5% del peso de la pared. En consecuencia, se concluye que la resistencia que opone el material quebrado frente al empuje lateral de la pared oeste es suficiente para evitar un desplazamiento del talud. Cuando el material quebrado baja debido a la extracción, la pared falla deslizando material proveniente del talud, cayendo sobre el material hundido llenando nuevamente la cavidad y estabilizando la pared.

El modelo físico se construyó como una simplificación del problema con el fin de observar los fenómenos físicos que ocurren producto de la explotación subterránea por hundimiento. Se observaron dos fenómenos en experimentos distintos que fueron los procesos de extracción y movilización de material hasta alcanzar la superficie y la simulación de una colgadura para analizar una potencial falla violenta del talud.



Figura 12: Modelo físico antes del inicio de la extracción (INGEROC, 2008)

Los resultados indicaron que si se realiza una extracción de material en forma constante, el talud falla de manera paulatina “derramándose” sobre la cavidad que genera el hundimiento a medida que evoluciona. Se observa que no ocurre una incorporación de diluyente debido a movimientos horizontales – laterales (Figura 13). El punto de extracción ubicado más al oeste no está en contacto directo con material diluyente sino que con mineral remanente no extraído correspondiente al Pilar Oeste. De ahí la importancia de la existencia de esta estructura barrera que impide la incorporación de dilución en desmedro de la recuperación minera.

Cuando se simuló una colgadura, se observó que de ocurrir favorecería un ingreso de dilución lateral y daría pie para la ocurrencia de una falla rápida y violenta del talud.



Figura 13: Modelo físico con extracción avanzada y falla gradual de talud (INGEROC, 2008)

El análisis de equilibrio límite consistió en la simulación en distintas secciones del yacimiento, donde acorde a las características del modelo litológico (Figura 14) y las propiedades de sus distintos materiales componentes se evaluó la estabilidad del talud oeste en términos de su factor de seguridad FS en cada una de las etapas de la extracción: condición inicial previo hundimiento y sucesivas nuevas superficies a medida que el material quebrado desciende (se consideró avances del hundimiento cada 50 metros).

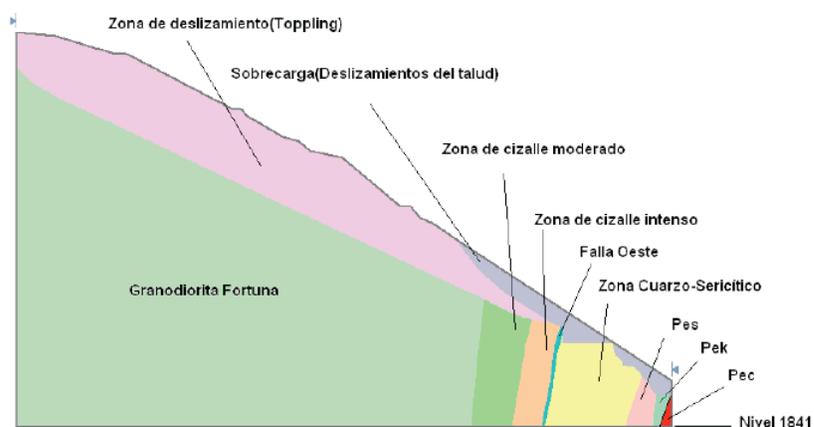


Figura 14: Modelo litológico para análisis equilibrio límite (INGEROC, 2008)

Los resultados entregan que el talud falla de forma gradual a medida que el mineral contenido en el cráter del hundimiento desciende. Se descarta la formación de una pared sub-vertical estable de gran altura producto del hundimiento, que pudiese colapsar violentamente.

3.3 Estudio Universidad de Chile

Este estudio llamado “Efectos de los Mecanismos de Dilución en la Estimación de Reservas de la Mina Chuquicamata Subterránea”, entregado al proyecto en noviembre de 2008, se realizó en el contexto y motivación de establecer el modo de propagación del hundimiento en función de parámetros relativos a la extracción de mineral. También tenía por objetivo estimar el punto de entrada de dilución (PED) para distintas secciones transversales de la mina y el impacto de la estrategia de tiraje en éste.

De los resultados obtenidos interesan mayormente aquellos referidos a los modos de falla de la pared oeste y la cuantificación de la entrada de dilución asociada a éstos. Por tanto, los pasos relevantes en la metodología son la simulación del flujo gravitacional utilizando la herramienta FlowSim² y la conducción de pruebas en un modelo físico 2D.

Se reconocen dos potenciales modos de falla. El primero corresponde a derrame superficial, donde el hundimiento evoluciona en forma vertical hasta romper en superficie. Luego y debido a la generación de un cráter consecuencia de la extracción, éste se comienza a rellenar con material desprendido desde las paredes del rajo, el cual se incorpora al cráter hasta alcanzar su ángulo de reposo. (Figura 15).

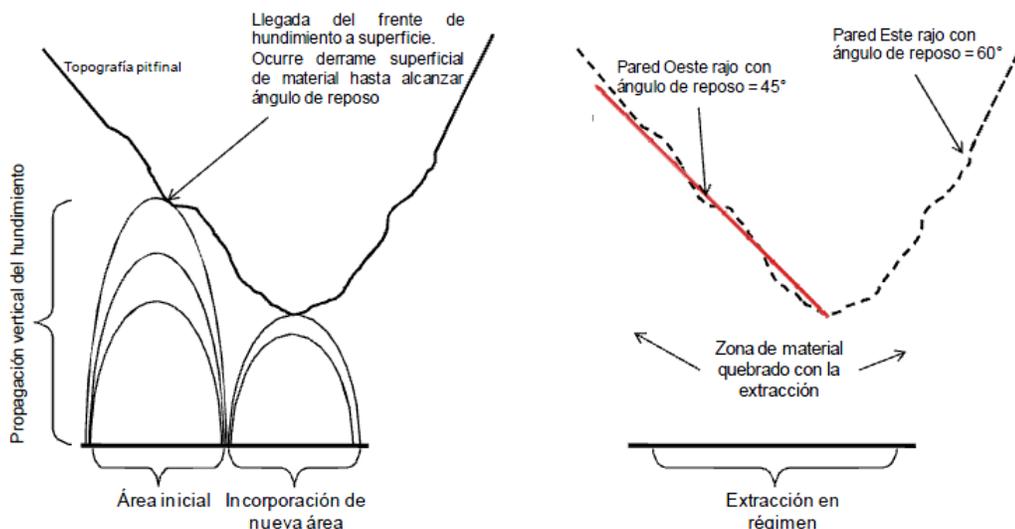


Figura 15: Mecanismo de falla por derrame superficial (U. de Chile, 2008)

El segundo modo de falla corresponde al desplome. La propagación del hundimiento hacia el oeste es propiciada por la activación de una superficie de falla en la pared oeste del rajo, que conlleva el desplazamiento de un importante volumen de material hacia las columnas de extracción. El flujo de material es vertical hasta una

² Modelo de flujo gravitacional 3D basado en autómatas celulares, concebido a partir de estudios en modelos físicos a gran escala desarrollados en el International Caving Study (Castro, 2006)

altura h , desde la cual sigue una dirección preferencial hacia el oeste. La dirección dependerá del ángulo α que tenga la superficie de falla, lo que determinará un ancho de falla W . (Figura 16).

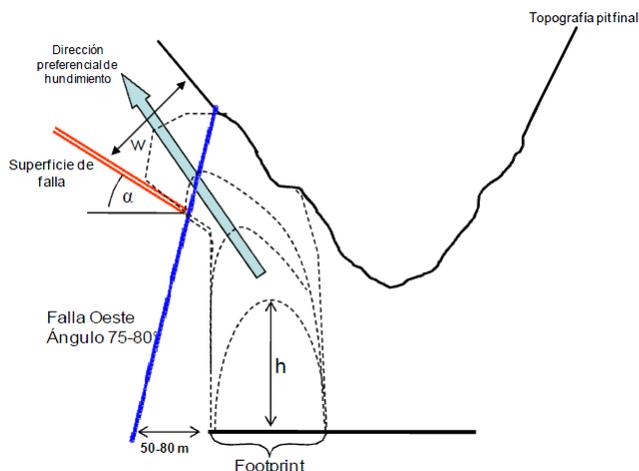


Figura 16: Mecanismo de falla por desplome (U. de Chile, 2008)

Los resultados obtenidos con FlowSim indican que el escenario más favorable es cuando el flujo es totalmente gravitacional sin desviarse hacia el oeste, generando una falla por derrame. En ese caso el PED varía entre el 73 – 85%. El caso más desfavorable en cambio corresponde a un mecanismo de falla por desplome en la sección 4050N (se realizó simulaciones en tres secciones relevantes según planificación: 4050N, 3500N y 2800N), donde el hundimiento se desvía hacia el oeste a una altura de 100 m con un ángulo de 45° . En este caso el PED alcanza un 47,9%. Los resultados de la simulación se resumen a continuación.

Tabla 8: Resultados FlowSim falla por derrame (U. de Chile, 2008)

Sección	Nº puntos	Ton promedio a la entrada de la dilución (t)	Variación ton. Promedio (t)	PED promedio %	Variación PED %
4050N	32	127.649	25.804	73,3	10,8
3500N	26	175.513	20.630	85,5	7,8
2800N	20	242.587	54.226	73,9	17,7

Tabla 9: Resultados FlowSim falla por desplome (ángulo 45°) (U. de Chile, 2008)

Sección	Nº puntos	Parámetros flujo preferencial		Ton promedio a la entrada de la dilución (t)	Variación ton. Promedio (t)	PED promedio %	Variación PED %
		h (m)	α ($^\circ$)				
4050N	20	100	45	93.610	24.663	47,9	16,4
4050N	32	200	45	119.196	24.201	69,9	16,9
3500N	16	200	45	141.977	22.651	64,7	14,6
2800N	32	200	45	153.350	45.654	49,2	16,6

El modelo físico 2D, construido con el propósito de experimentar con el comportamiento del flujo gravitacional granular, arrojó como resultados principales que existe un flujo de manera desplome una vez que el hundimiento alcanza la superficie (Figura 17). Se observó que ocurre un desplazamiento progresivo de material en forma de bloque o cuña hacia los puntos de extracción. Este movimiento indica la existencia de un flujo direccionado hacia el oeste cuyo ángulo va disminuyendo (de 65° a 51°) a medida que se va desprendiendo material desde zonas más altas a zonas más bajas de la pared del rajo.

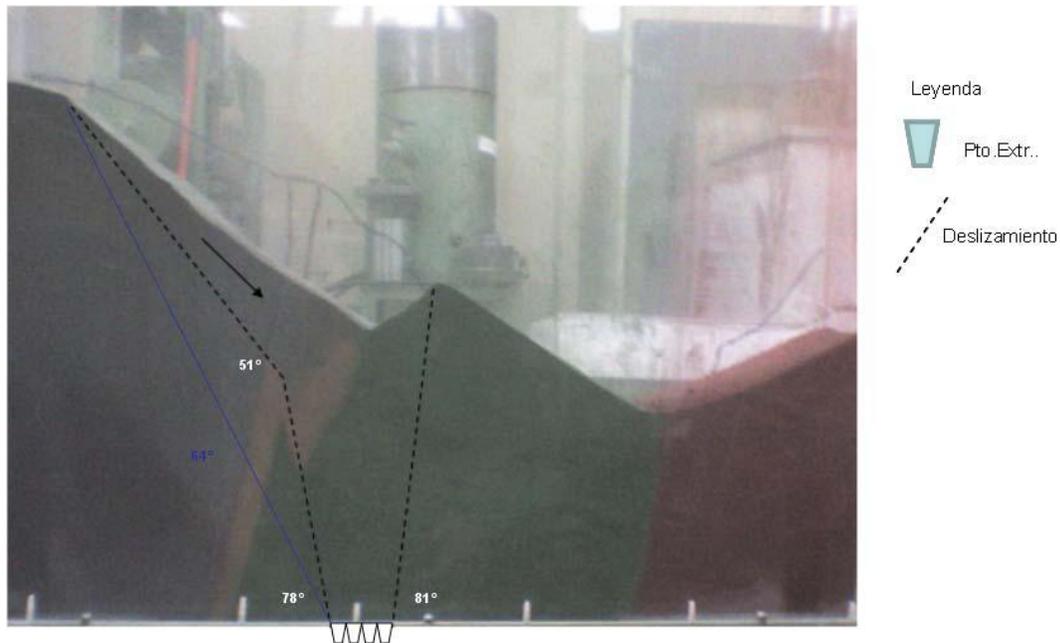


Figura 17: Modelo físico 2D. Sección E-W mirando desde el sur (U. de Chile, 2008)

Este estudio concluye que tanto para una falla tipo derrame superficial como para una falla por desplome y sus respectivos modos de flujo gravitacional, los efectos en la disminución del PED se ven atenuados a medida que aumenta la altura de columna in-situ, como ocurre en las zonas norte y sur de la mina. Son por lo tanto los macro bloques centrales N1 y S1 los sujetos a tener un ingreso temprano de dilución debido a sus menores alturas de columnas (se sitúan bajo el fondo del pit final). Los resultados del modelamiento numérico y físico coinciden en indicar una alta probabilidad de que el flujo sea vertical hasta una altura h variable, para luego seguir un flujo preferencial hacia el oeste debido al desplazamiento en bloque de parte del talud oeste a través de una superficie de falla inducida por las excavaciones en profundidad.

3.4 Estudio Geomecánica LTDA

Este estudio emitido en agosto de 2012 por la empresa Geomecánica LTDA, llamado “Estimación de Propagación del Caving para el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea”, analiza y simula mediante un modelo analítico – geomecánico llamado ALCODER (Krstulovic, 2004) el progreso del hundimiento. Para esto se considera el

diseño minero y el plan de producción, el modelo geotécnico entregado por el proyecto PMCHS y la tectónica o condición estructural predominante en el yacimiento, entre algunos de los inputs más significativos.

Básicamente el modelo predice la dirección en la cual se propaga el hundimiento recalculando la calidad del macizo rocoso (RMR) cada vez que se avanza en la extracción. En términos sencillos, ALCODER itera para cada período con extracción de mineral considerando un criterio de derrumbe o hundimiento condicionado a que los bloques con RMR 0-20 ó 20-40 que se encuentren en bordes de techos o paredes se desploman y depositan como material quebrado. La rutina del simulador evalúa el proceso de evolución del caving conforme a que la relación (MRMR Laubscher/ Rh) debe ser suficiente y que debe existir una interfaz roca – aire (air gap) para que la roca se derrumbe y deposite. La secuencia de figuras a continuación ilustra el progreso del hundimiento estimado por ALCODER.

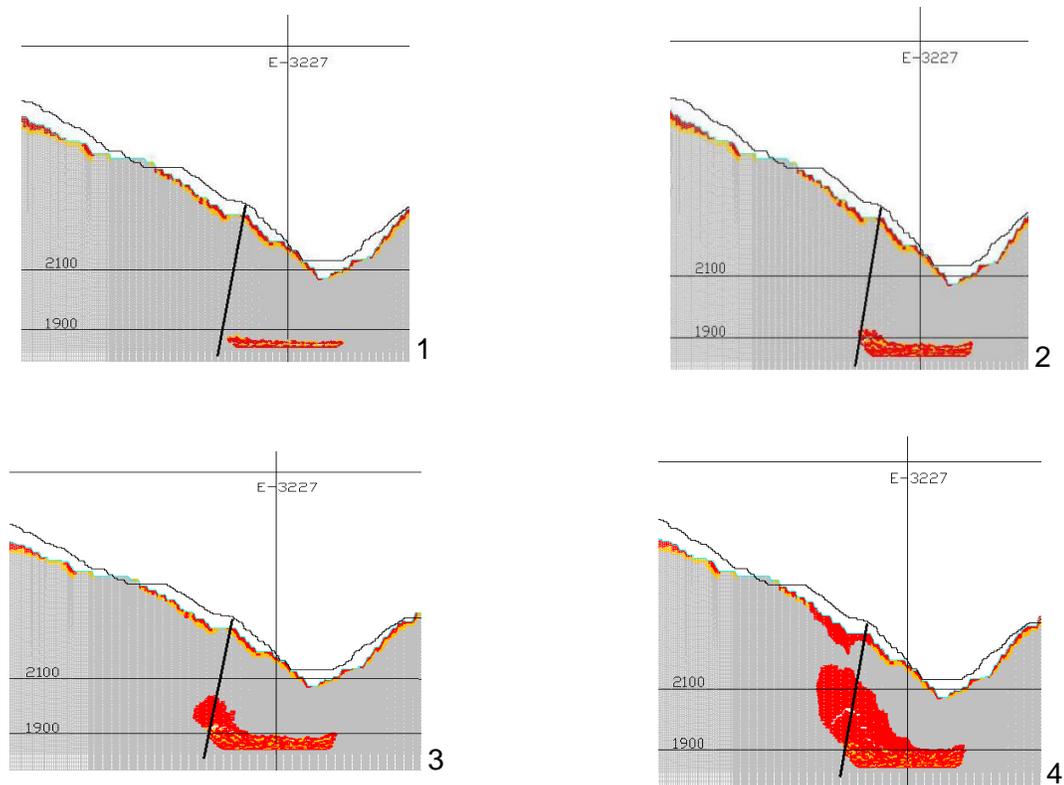


Figura 18: Progreso del hundimiento (ALCODER – Geomecánica LTDA., 2012)

Los resultados de la simulación indican que el hundimiento ingresa o hace contacto con la zona de la falla oeste en la cota 1905, es decir una vez extraídos 65 metros desde el nivel de hundimiento (1841 m.s.n.m.) El flujo de material se desvía hacia el oeste describiendo un ángulo de subsidencia de aproximadamente 46° .

El estudio predice en conclusión un ingreso temprano de material diluyente proveniente desde la zona oeste de la falla consecuencia de la propagación del hundimiento hacia ese sector.

En una nota técnica complementaria al estudio resumido anteriormente, emitida en noviembre de 2012, se propone el uso de preacondicionamiento (PA) tipo DDE (debilitamiento dinámico con explosivos) para el macizo rocoso con el fin de mitigar el riesgo de entrada de dilución temprana.

Se supone la capacidad del PA para disminuir el módulo de deformación elástica (E) de las rocas in-situ en 20% o más. Consecuente con esto se afecta el E de las rocas típicas de un macro bloque (mayoritariamente sobre UGTB QMES y QIS) en una configuración geométrica SLOT con 40% de deterioro (E) y una zona DDE con deterioro 20% (E). En la Figura 19 se aprecian con líneas celestes y verdes respectivamente las geometrías de PA.

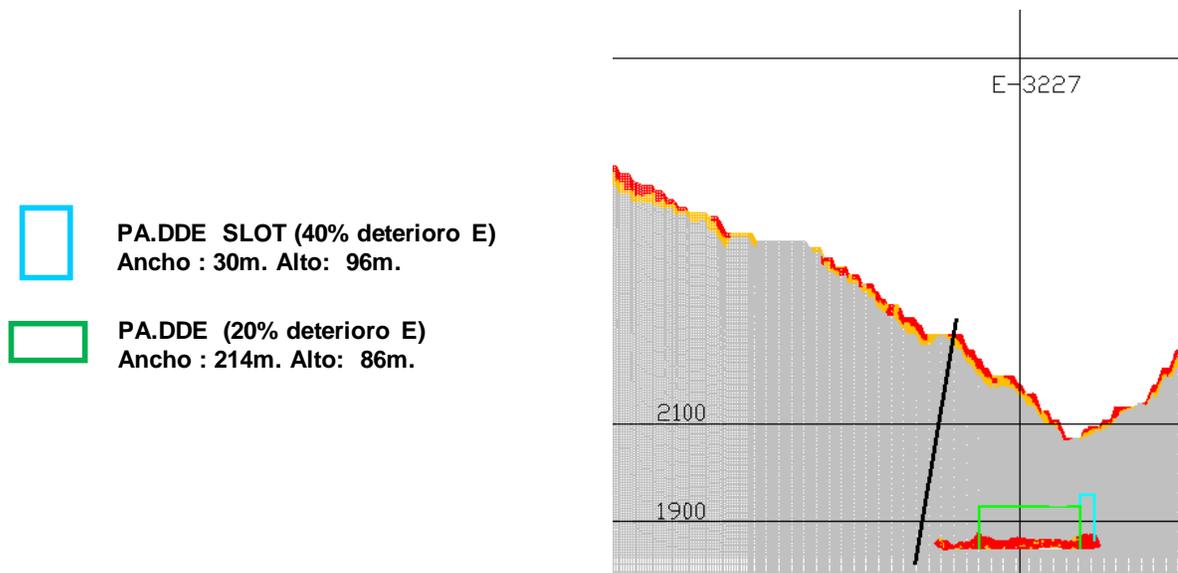
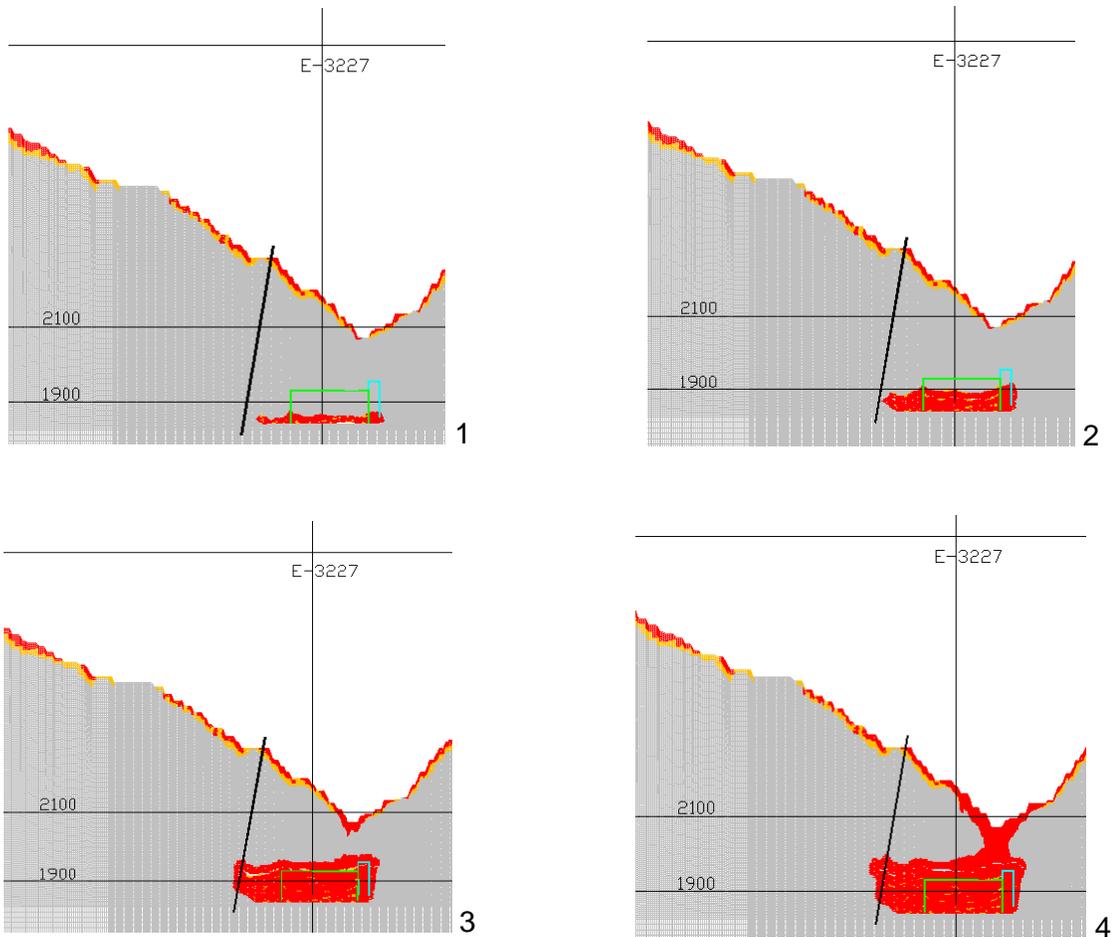


Figura 19: Geometría PA DDE (ALCODER – Geomecánica LTDA., 2012)

Se presenta a continuación la secuencia de simulación para la propagación del hundimiento luego de aplicar PA para direccionamiento del caving y mitigación de riesgo de dilución temprana. No se considera en esta secuencia ninguna política de tiraje.



Como resultado de esta simulación se obtiene que en la zona central del hundimiento las columnas derrumbadas son de mayor altura que en el caso sin PA ilustrado en la Figura 18, anticipando una conexión más rápida a la superficie del rajo. Además, el ingreso de diluyente por propagación del caving hacia la falla oeste ocurre en forma más tardía y a una altura de 121 m.

Se concluye al respecto que la aplicación de PA son efectivas medidas mitigadoras de riesgo de conexión temprana a material estéril.

3.5 Conclusiones del modo de falla de la pared oeste y propagación del hundimiento

Se puede resumir y concluir de esta revisión bibliográfica basada en informes técnicos y estudios geomecánicos que existen dos mecanismos principales de falla de la pared oeste y de incorporación de dilución (Figura 20). Se describen a continuación en orden de importancia:

1. El mecanismo principal (flecha roja) corresponde al derrame gradual de material estéril desde el talud de la pared oeste del rajo. Los estudios presentados en este capítulo que consideran modelos físicos, modelos analíticos y modelos numéricos para el estudio de este fenómeno, permiten concluir que a medida que el material quebrado contenido en el cráter de hundimiento descienda producto de la extracción, ocurrirá una incorporación gradual de diluyente que irá rellenando el cráter evitando así que el talud falle desplomándose de manera violenta. Se establece entonces que la probabilidad de una falla gradual de la pared oeste es superior a la probabilidad que ocurran colapsos violentos en el talud.
2. El segundo mecanismo (flecha negra) corresponde a la incorporación temprana de material diluyente por la posible falla del Pilar Oeste y la conexión del hundimiento con la falla oeste a una baja altura de extracción. Es importante mencionar que este mecanismo es el descrito en el estudio entregado por Geomecánica LTDA, el cual no considera o no responde a una política de extracción aplicada a la carta de tiraje de los puntos de extracción, es decir, el algoritmo extrae a medida que se produce el caving. En aquellos sectores de mejor hundibilidad se extrae más y viceversa en los sectores de menor hundibilidad.

Como la planificación minera y la construcción de los planes de la Ingeniería Básica del proyecto sí consideran esta política de extracción, el autor considera esta alternativa o mecanismo de falla de muy baja probabilidad. No obstante, su ocurrencia constituye un importante riesgo que debe ser al menos monitoreado.

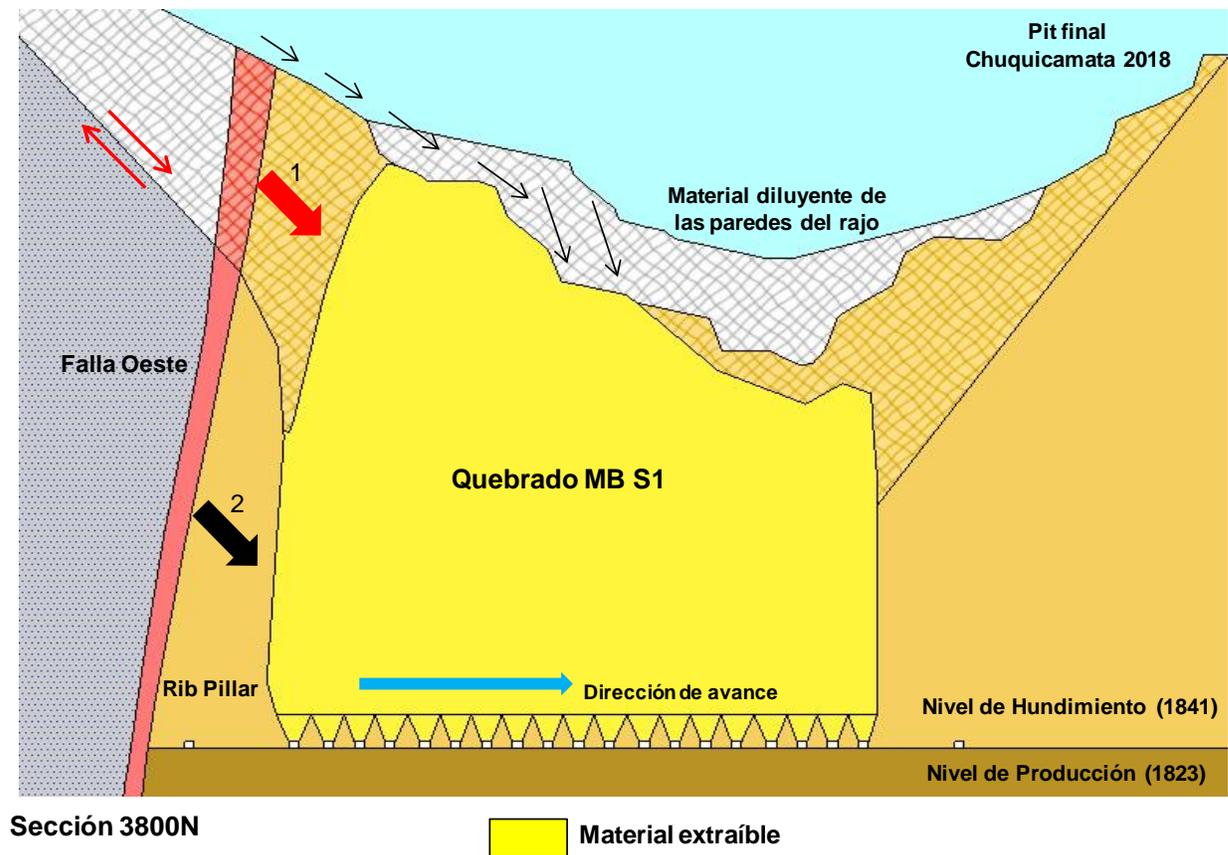


Figura 20: Principales mecanismos de falla de la pared oeste e incorporación de dilución

Respecto a la propagación del caving y el flujo gravitacional los estudios de ITASCA/SRK y de la Universidad de Chile en particular, coinciden en predecir un comportamiento inicialmente vertical de las líneas de flujo del tiraje en los puntos de extracción más cercanos a la falla oeste; para luego, una vez avanzada la extracción, curvarse hacia el oeste. Consecuente a este factor, se infiere que debe evitarse una extracción fuerte cercana a la falla oeste pues esto aumentaría el potencial de irrupción hacia la zona de cizalle y por tanto, una temprana entrada de material diluyente.

La política de extracción juega entonces un rol preponderante en el comportamiento de la pared oeste y el punto de entrada de dilución. En la Figura 21 se ilustran distintas estrategias de planificación que redundan en el control de tiraje de los puntos de extracción. En la Estrategia 1 se observa un tiraje preferente a la zona de mejores leyes (cercano a la falla), pero esto podría activar de manera anticipada el mecanismo principal de dilución. La Estrategia 2 muestra una alternativa de tiraje preferente a la extracción en puntos alejados de la falla con el fin de alejar la distribución de esfuerzos cercana al Pilar Oeste y así evitar una entrada de dilución proveniente desde la falla oeste.

De lo anterior se concluye que la Estrategia 2 presenta ventajas en términos geomecánicos y de propagación de caving respecto a la Estrategia 1. Ésta última es la considerada en los estudios de ingeniería básica y en la construcción del plan de

producción de corto plazo, elaborado en base a 2.710 puntos de extracción contenidos en el primer nivel de la mina. Sin embargo justamente a que la Estrategia 1 es aquella política de extracción utilizada por el plan de producción, y pese al potencial riesgo que implica, es la referente del caso base y por tanto es la que se utilizará en los posteriores análisis y casos del capítulo de planes mineros.

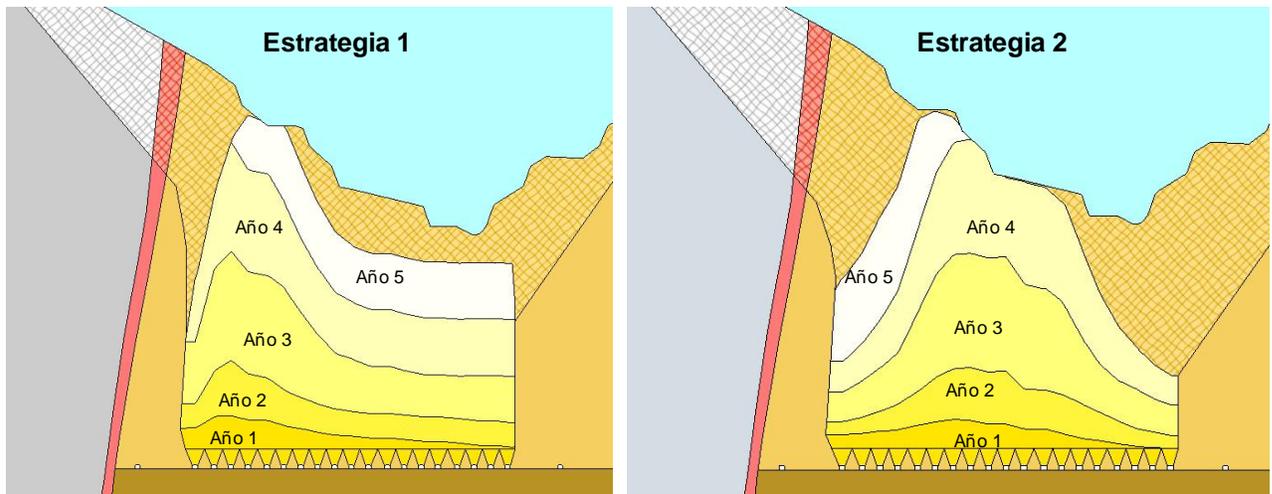


Figura 21: Estrategias de política de extracción

Con relación a las consecuencias que tendrá desarrollar un diseño minero con el fin de recuperar el Pilar Oeste, se establece que con una altura variable entre los 60 y 100 metros se tendrá un pilar sin dilución incorporada proveniente desde el oeste. No así con el resto del pilar a mayor altura que sí verá diluidos sus recursos producto de un flujo gravitacional direccionado hacia la falla y la incorporación gradual de material estéril desprendido y derramado desde el talud oeste.

Como se mencionó anteriormente, no debe dejarse de lado el riesgo que representa la falla oeste en el contexto de una entrada temprana de dilución. En consecuencia, el PMCHS ha establecido un plan de instrumentación y monitoreo geomecánico que permitirá conocer la evolución del flujo gravitacional, el crecimiento del cave back y la medición de esfuerzos.

La información recopilada será de mucha utilidad para generar cambios en la cartilla de tiraje y apertura de nuevos puntos de extracción, pero presenta el inconveniente de que solo entrega información de eventos que ya ocurrieron. Es decir, solo permite realizar back analysis de los eventos, lo cual pudiese ser inútil en el caso de columnas con elipsoides de extracción desviadas y conectadas a la falla a baja altura, donde “el daño” o el problema ya está hecho.

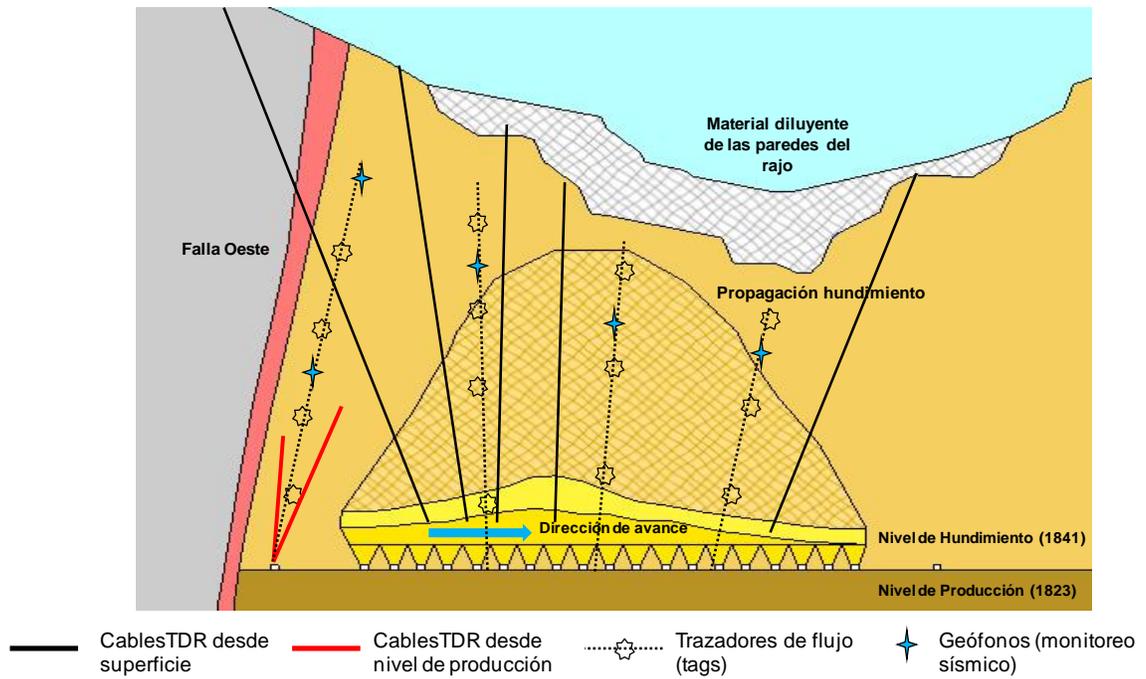


Figura 22: Plan de instrumentación y monitoreo macro bloques – falla oeste

En la Figura 22 se observa la instrumentación geomecánica y de flujo gravitacional, la que incluye cables TDR (Time Domain Reflectometers) instalados desde superficie y desde el nivel de producción, trazadores de flujo y geófonos.

4 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN Y DISEÑO MINERO

Para la selección del método de explotación del Pilar Oeste, el primer paso corresponde a identificar, según las condiciones geomecánicas y la disposición geométrica de los recursos mineros involucrados, el método que permita maximizar tanto el beneficio como la recuperación de los recursos.

En la Figura 23 se resumen esquemáticamente los distintos métodos de explotación subterráneos, agrupados según tipo de soporte utilizado en la cavidad de explotación.

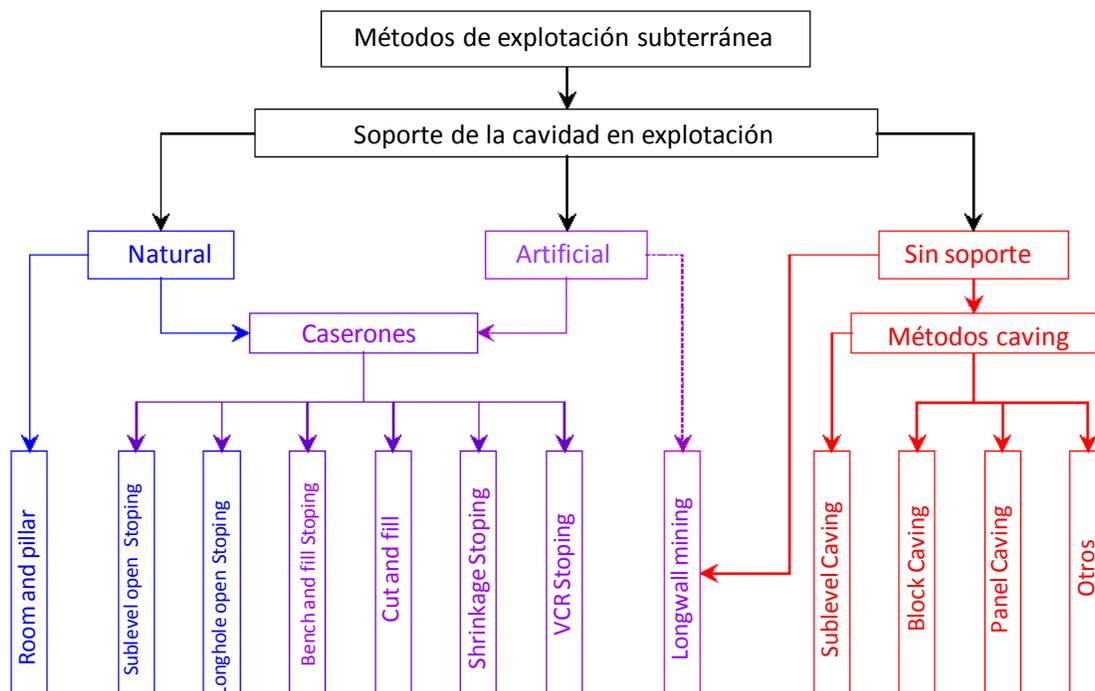


Figura 23: Métodos de explotación subterránea

Métodos autoportados como el room and pillar, shrinkage o sublevel stopping son descartados a priori, principalmente debido a su alto costo de inversión - operación y al requisito de una roca competente para ser aplicados. Considerando que la explotación de la mina está diseñada en base a un block caving con hundimiento convencional configurado en macro bloques, resulta entonces natural tener en consideración el mismo método para la recuperación del Pilar Oeste prolongando las calles de producción ya existentes e incorporando puntos de extracción adicionales.

Dentro de los métodos por hundimiento existen variantes menos tradicionales, como son el incline caving, front caving y macrozanjas. Estas alternativas si bien mantienen el concepto de punto de extracción y flujo gravitacional del material, han sido utilizadas por la industria en pocos y particulares casos donde debido a problemas de dilución, recuperación o estabilidad se decidió desarrollar nuevos diseños sobre la base de un block caving o sublevel caving.

Pese a la mejora que implicó la utilización de estos métodos³, para el caso particular del Pilar Oeste ofrecen una recuperación minera baja, alto costo de desarrollo y falta de experiencia práctica en la minería chilena. En consecuencia se descarta la utilización de estos métodos de explotación.

³ Koffiefontein Mine, Finsch Mine (Sudáfrica); King Mine, Shabanie Mine,(Zimbabwe)

Respecto a aplicar un sublevel caving, si bien es una opción que asoma como interesante, sus costos de operación más elevados producto de su fuerte dependencia del ciclo de perforación, intensiva construcción de infraestructura de producción y baja recuperación minera dadas las condiciones geométricas-geomecánicas que ofrece el Pilar Oeste, hacen descartar este método al menos en esta etapa de análisis.

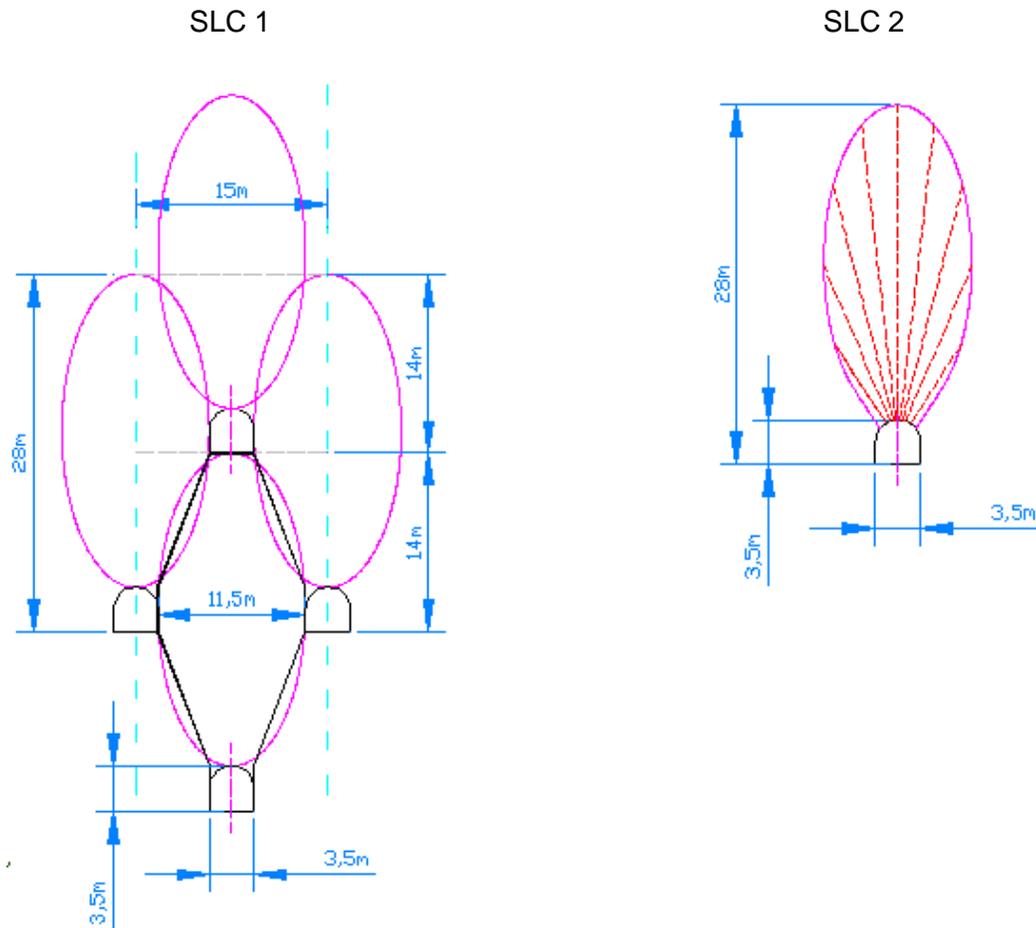


Figura 24: Opciones de explotación – Sublevel caving

Justificaciones de esta decisión se fundamentan en que se puede anticipar como muy complejo construir galerías y cruzados de producción en un esquema de subniveles (Figura 24, SLC 1). Esto a consecuencia de que la roca en el Pilar Oeste es mayoritariamente de baja competencia y los accesos a cada subnivel poseen de limitadas condiciones geoméricamente favorables para su emplazamiento (el Pilar Oeste tiene en promedio 60 m de ancho). La opción de aplicar un SLC de solo un nivel (Figura 24, SLC 2) es factible desde el punto de vista de diseño, más la recuperación de los recursos mineros que ofrece no es interesante al poder extraerse como máximo 30 m de columna.

Se analizará en consecuencia, la utilización del método block caving.

4.1 Consideraciones para el diseño minero

Para introducir un diseño en la explotación del Pilar Oeste se debe tener en cuenta que, si bien las condiciones son aptas para el desarrollo de un método por caving, tiene algunas particularidades que deben ser consideradas. Entre ellas se tiene:

- La explotación del Pilar Oeste debe esperar que el macro bloque vecino esté parcial o totalmente extraído. Esto implica la presencia de material quebrado al este del pilar, con dilución incorporada producto del fallamiento del talud oeste del rajo.
- El control estructural producto de la falla oeste que sostiene una pared colgante de material estéril.
- El Pilar Oeste presenta una geometría esbelta, irregular y compleja en altura. Su ancho promedio es de 60 metros, pero existen sectores donde esta magnitud es menor, pudiendo en consecuencia presentarse singularidades en el diseño.
- Dentro del Pilar Oeste están insertos distintos desarrollos mineros, como son galerías de cabecera, galerías de inyección de aire, chimeneas de ventilación con sus respectivos frontones y estocadas para maniobra de equipos. Estos desarrollos deben ser considerados, pues pudiesen ser componentes básicas e importantes en el diseño de un método de explotación.

Con estos puntos en consideración, se concluye que no se trata del diseño minero de una unidad básica de explotación convencional, donde típicamente la roca mineralizada y la roca de caja se encuentran in-situ. Deben considerarse entonces como factores fundamentales en el diseño: la fragmentación de la roca que permita un adecuado manejo, condición del pilar post explotación de los macro bloques y la recuperación de las reservas mineras (control de la dilución).

4.1.1 Parámetros de subsidencia

Al explotar un yacimiento mediante el método de hundimiento de bloques, se produce un efecto en superficie debido a los cambios generados al macizo rocoso en profundidad. Se forma una depresión llamada “cráter de subsidencia”, que tiene importantes consecuencias al momento de estimar el fracturamiento del macizo rocoso en el Pilar Oeste para su posterior recuperación. Los parámetros del cráter de subsidencia se ilustran en la Figura 25.

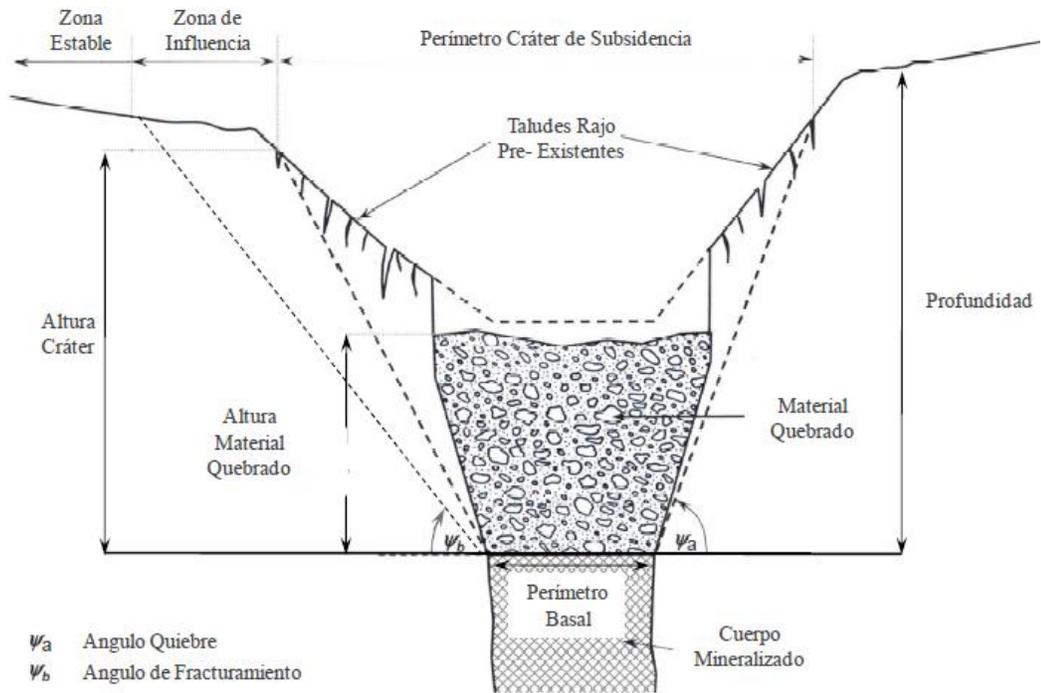


Figura 25: Parámetros de un cráter de subsidencia (Modificado de Flores, 2005)

De éstos parámetros interesan el ángulo de quiebre ψ_a y el ángulo de fracturamiento ψ_b , pues definen la geometría teórica que tendrá el pilar in – situ.

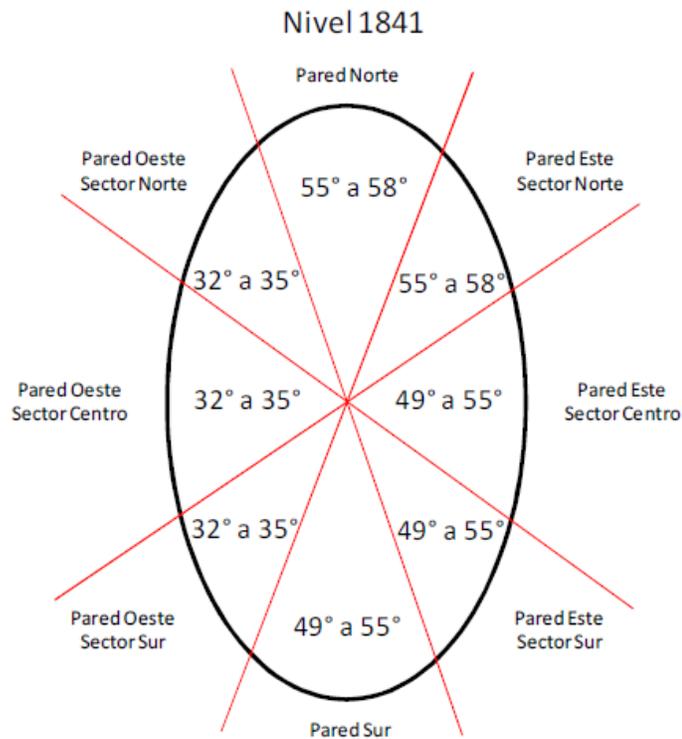


Figura 26: Ángulos de quiebre estimados en base a 100% de extracción

Los parámetros de fracturamiento y quiebre se obtienen a partir de un benchmark, comparando metodologías utilizadas en El Teniente, Andina y métodos de equilibrio límite con el caso existente en el PMCHS. Los resultados obtenidos estiman el ángulo de quiebre para la pared oeste en sus sectores norte, centro y sur en un rango entre los 32° y 35° para el nivel 1841 (Figura 26). Este rango de valores representa un escenario conservador, pues el ángulo del material quebrado pudiese eventualmente comportarse como en el resto de las paredes, con un ángulo promedio de 50°.

El ángulo de fracturamiento se obtiene como la inclinación media entre la horizontal y la línea imaginaria que une el límite de la zona de influencia con la base del cráter. En superficie la zona de influencia se establece en un ancho de seguridad de 200 m, por lo tanto el ángulo de fracturamiento oscila entre los 29° y 32°.

4.1.2 Estabilidad y hundibilidad del Pilar Oeste

De lo expuesto en la sección anterior, respecto a los ángulos de quiebre y fracturamiento, se prevé que la roca correspondiente al Pilar Oeste se encuentre quebrado en cierta proporción e intacta en otra. Si bien el debilitamiento del macizo en el pilar debido a la explotación del macro bloque adyacente facilitaría el flujo y propagación del caving hacia arriba, debe de igual forma asegurarse un área mínima de apertura de puntos de extracción o área de hundimiento para evitar colgaduras.

También es importante considerar que inducir un cambio en el estado de esfuerzos del pilar debido al desarrollo de nuevas excavaciones, puede afectar en términos de estabilidad. Concentraciones importantes de esfuerzos pueden provocar la falla del macizo rocoso y en sectores desconfiados aumenta la posibilidad de grandes deformaciones. Se requeriría entonces intensiva fortificación y en lo posible que las nuevas excavaciones se encuentren alejadas de la envolvente de extracción de los macro bloques. Esta consideración tiene directa implicancia en el desarrollo de un nivel de hundimiento para el diseño de un block caving.

La consultora Hatch en su informe “Análisis geomecánico, optimización de espesor del Rib Pillar”, analiza la condición de esfuerzos en el Pilar Oeste para los sectores central (MB N1 y S1) y sur (MB S5 y S6). Se indica que durante la extracción en ambos sectores de la mina los esfuerzos principales se mantendrían en un rango entre los 20 y 40 MPa, observándose una concentración de esfuerzos entre la cabecera oeste y la primera línea de bateas (puntos de extracción ubicados más cerca de la falla oeste), que varían entre los 40 y 60 MPa. Esta concentración de esfuerzos se ubica en la UGTB QMES que tiene un GSI de 40, siendo ésta la de calidad más pobre. Además se observan bajos esfuerzos asociados al material quebrado (<10 MPa). En conclusión, no existirían problemas de estabilidad en la vecindad de la galería de cabecera oeste y, en consecuencia, las labores ubicadas fuera del radio de influencia de esta excavación (2,5 veces su diámetro) serían estables también.

4.1.3 Configuración geométrica del Pilar Oeste

Los ángulos de quiebre y fracturamiento determinan la sección del Pilar Oeste donde debido a la presencia de roca intacta, no afectada por la subsidencia del macro bloque vecino, debe generarse socavación para propagar el hundimiento.

El Pilar Oeste tiene una extensión aproximada de 2,5 kilómetros y un ancho promedio de 60 m. Se diseñan en consecuencia polígonos que definen 16 unidades básicas de explotación (UBE) independientes, cada una de ellas asociada a uno de los macro bloques considerados en el diseño del primer nivel (Figura 27).

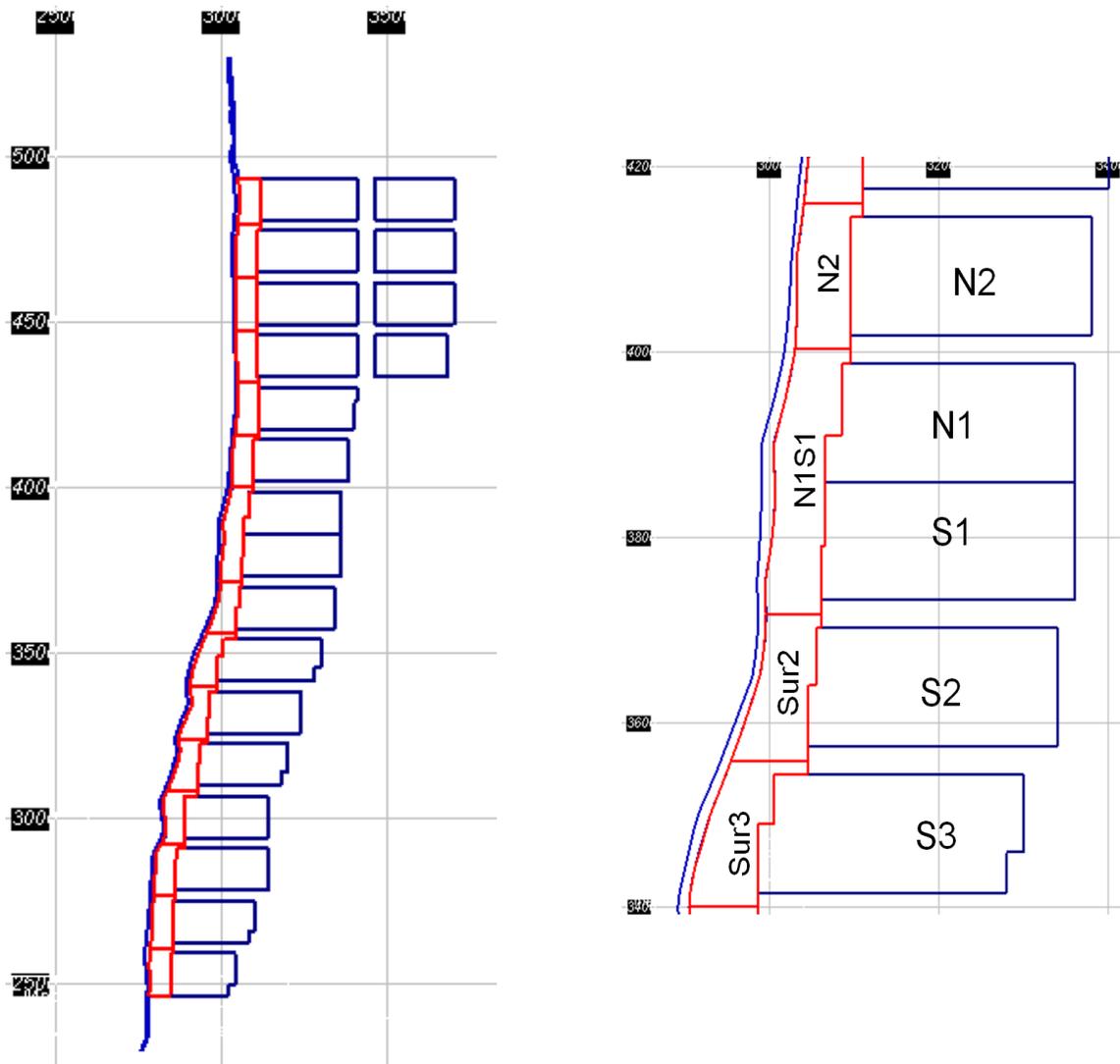


Figura 27: Vista en planta Pilar Oeste

Las UBE del Pilar Oeste cubren un área aproximada de 161.000 m² y consideran los 30 m de pilares oeste-este que separan cada uno de los macro bloque. Es decir,

cada sector a explotar del pilar tiene un largo igual al de su macro bloque vecino más la mitad de la distancia de los pilares que lo limitan al norte y al sur respectivamente, lo que entrega un largo aproximado de 158 m (128 m correspondientes a las 4 calles de producción más 30 m correspondientes a la suma de las mitades de los pilares vecinos). Variaciones en esta dimensión son el pilar asociado a los macro bloques centrales y los asociados a los pilares en los extremos norte y sur, debido a que en el diseño del primer nivel los macro bloques N1 y S1 no consideran un pilar entre ellos, por lo que se integra como una sola UBE.

4.2 Cubicación de recursos

Se construyen los sólidos correspondientes al Pilar Oeste y utilizando el modelo de bloques disponible se cubican los recursos in-situ. En la Figura 28 se aprecia un corte longitudinal donde se emplaza el Pilar Oeste bajo la topografía proyectada del pit final al año 2018.

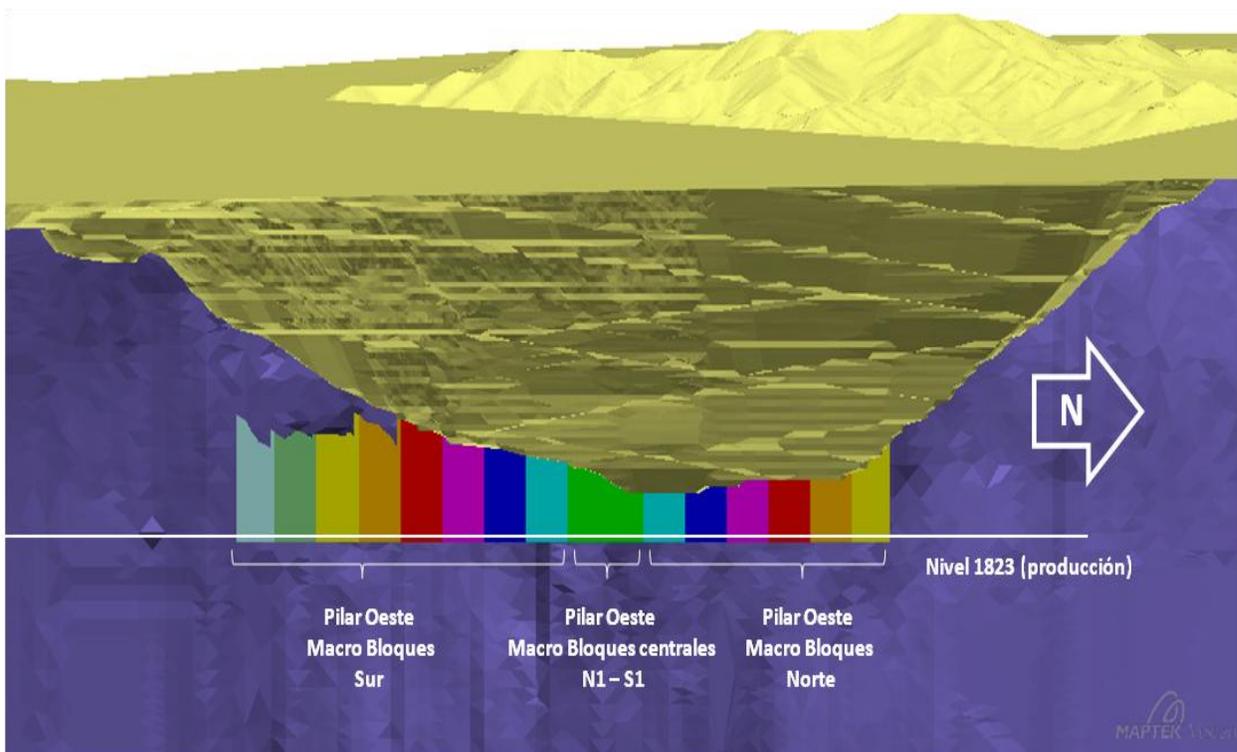


Figura 28: Vista longitudinal Pilar Oeste in-situ

En la Tabla 10 se entregan, para cada una de las 16 UBE del Pilar Oeste, la cubicación de los recursos mineros disponibles y las respectivas leyes medias de Cu y Mo. Se proporciona también la ley media de arsénico cuya presencia si bien se castiga, no será considerada para efectos de cálculos de beneficio ni evaluación económica de los planes de producción.

Tabla 10: Cubicación Pilar Oeste

Pilar Oeste	Tonelaje (kt)	Cu (%)	Moly (ppm)	As (ppm)
N1S1	6.444	0,875	160	120
N2	3.343	0,615	80	70
S2	8.328	1,254	320	520
N3	4.812	0,643	130	80
S3	7.433	1,140	230	330
N4-1	4.740	0,676	120	130
S4	8.372	1,103	250	220
N5-1	4.583	0,496	70	160
S5	6.980	1,061	220	140
N6-1	4.775	0,487	80	90
S6	4.859	0,757	220	120
N7-1	5.411	0,582	90	170
S7	4.199	0,576	190	110
S8	4.774	0,566	210	290
S9	3.764	0,658	170	490
Total	82.816	0,828	183	217

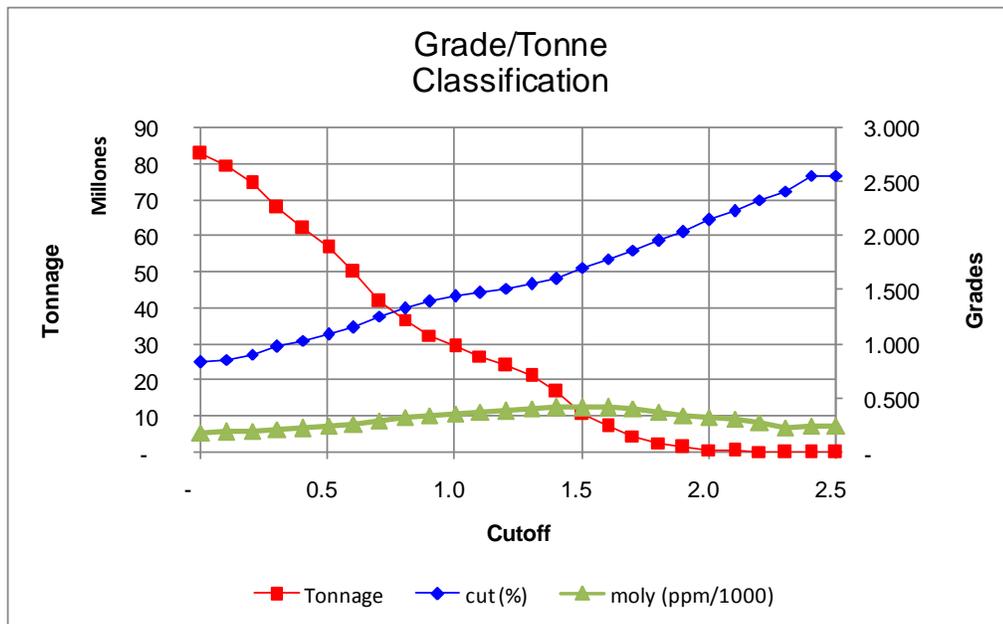


Gráfico 1: Curva tonelaje - ley Pilar Oeste

En resumen se dispone de 82,8 millones de toneladas de recursos con una ley media de 0,83% Cu y una ley media de 183 ppm de Mo.

4.3 Diseño minero

La opción del explotar el Pilar Oeste mediante block caving como se mencionó anteriormente, supone hasta cierto punto una serie de ventajas comparativas por las siguientes razones:

1. El método tiene un bajo costo de operación, variable entre 8 US\$/t y 10 US\$/t generalmente, según el escenario de costos actual, vigente en el PMCHS.
2. Proporciona una aceptable recuperación, sobre el 75% (Ovalle, 2012).
3. Se puede alcanzar una capacidad de producción suficiente para cumplir con todas las restricciones y requerimientos en la explotación y recuperación del Pilar Oeste.
4. Aprovecha infraestructura construida previamente como parte del diseño de IB del primer nivel. Entre las principales se tienen las calles de producción, chimeneas de ventilación y piques de traspaso.
5. La experiencia que ofrece estar trabajando previamente con el método y el conocimiento general que existe en Codelco sobre caving permiten un aprendizaje más rápido y un mejor rendimiento en técnicas de preparación, construcción de puntos de extracción y tópicos referidos a manejo de minerales.
6. El método permite que el parque de equipos utilizados en los MB, principalmente LHD y jumbos de perforación radial y de avance sean perfectamente compatibles con los requeridos. Se facilitan por esta razón temas asociados a mantención y reparación.

En consecuencia, se propone la explotación del Pilar Oeste presentando dos alternativas de diseño minero.

4.3.1 Diseño 1: Explotación del Pilar Oeste desde el nivel de producción

Se diseña una malla de extracción tipo Teniente de 32m x 15m, prolongando las calles de producción originales de cada uno de los dieciséis macro bloques adyacentes a la falla. Esta prolongación supone la construcción de una o dos nuevas líneas de bateas y el aprovechamiento de la galería de cabecera oeste como parte de la infraestructura de producción. También se considera en el diseño la construcción de una línea de medias bateas paralelas a la falla oeste, integrando así puntos de extracción dispuestos a 60° de la galería de cabecera oeste, configurando una “semi-espina de pescado” (Figura 30, detalle en Figura 31).

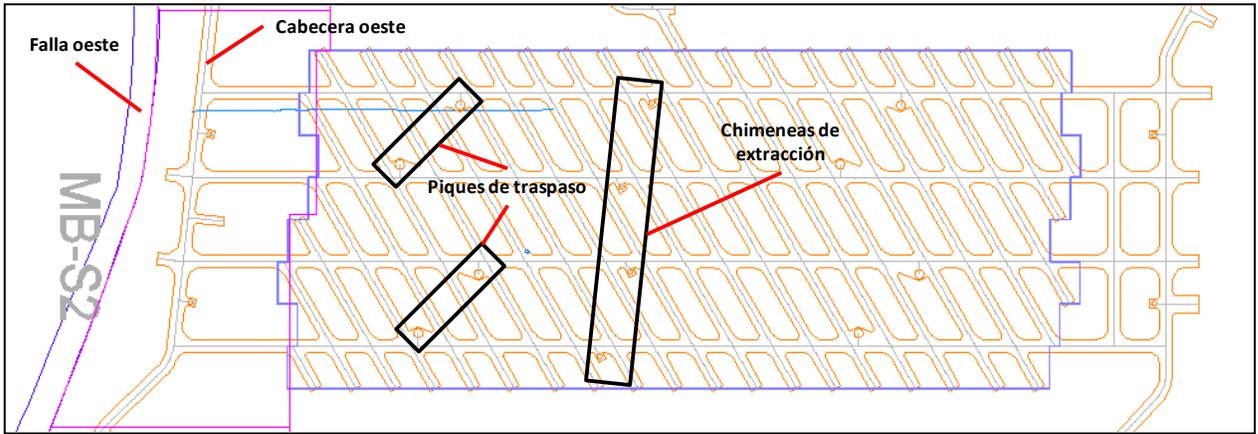


Figura 29: Diseño original macro bloques

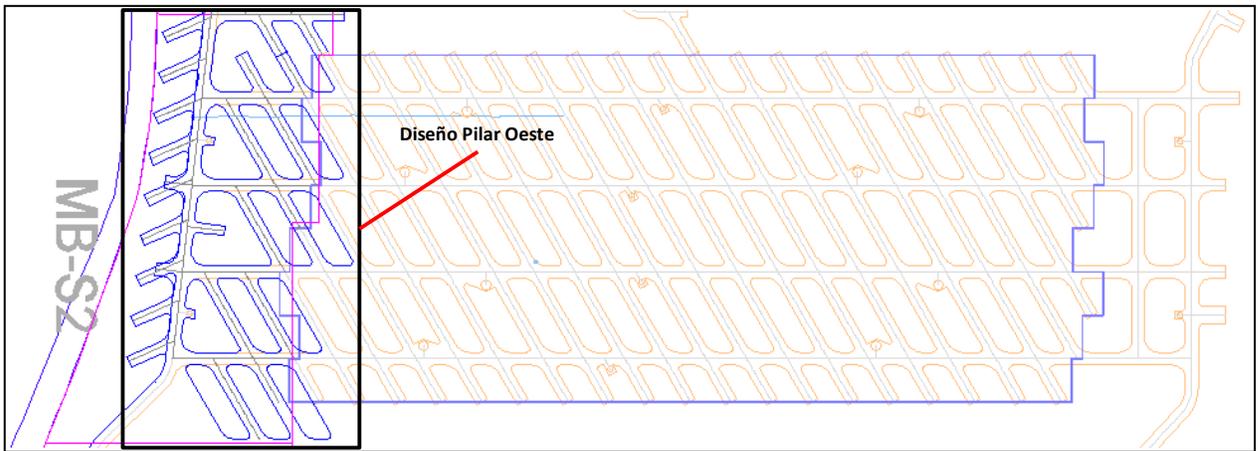


Figura 30: Diseño malla tipo Teniente Pilar Oeste

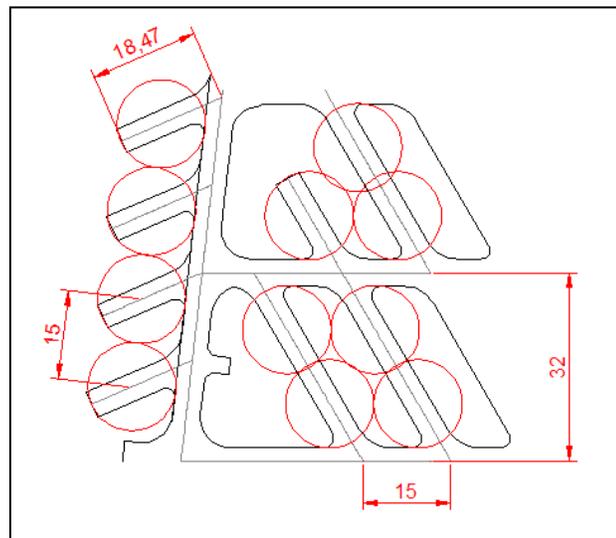


Figura 31: Detalle malla extracción Pilar Oeste

Como consideración relevante en el diseño, se construye la infraestructura de producción bajo las restricciones que impone el diseño previo. Esto es, respeta el emplazamiento de diversas labores en la cabecera oeste, como son frontones de ventilación, frontones de maniobras y estocadas para el funcionamiento de subestaciones eléctricas y otros servicios.

Las labores mencionadas pueden ser rediseñadas y/o reubicadas de manera que no interfieran con el desarrollo de una malla de extracción interactiva ni con la generación de múltiples singularidades. Sin embargo, para este diseño se considera que permanecerán los diseños originales de la IB. Esto provocará que no siempre puedan agregarse dos líneas de batea adicionales por calle y que puntos de extracción tengan secciones más anchas o desquiches con geometrías irregulares (zona “semi-espina de pescado”, Figura 30 - Figura 31).

Otro punto importante en el diseño corresponde a la solución que se le dará al proceso de socavación del Pilar Oeste. Por efectos de subsidencia la roca, en la cota 1841, en el sector del Pilar Oeste, representa un riesgo geomecánico en términos del eventual desarrollo de galerías de hundimiento. Este punto, sumado a la calidad regular - mala de la roca en el pilar in-situ remanente, conducen a proponer un método no convencional de socavación.

El desarrollo de bateas altas (Figura 32) ha sido utilizado como una solución en la Mina El Teniente en sectores colapsados, donde no puede accederse al nivel de hundimiento o bien como parte del ciclo de preparación de la variante del panel caving con hundimiento avanzado (Mina Reservas Norte). Dependiendo del equipo de perforación, es posible la construcción de bateas de hasta 30 m.

En la evaluación económica, sin embargo, obviando los riesgos mencionados anteriormente, se sensibilizarán resultados considerando el desarrollo de un nivel de hundimiento similar al de los macro bloques, a partir de una galería ubicada por sobre la galería de cabecera oeste, desde donde se perforarán tiros radiales para generar la socavación.

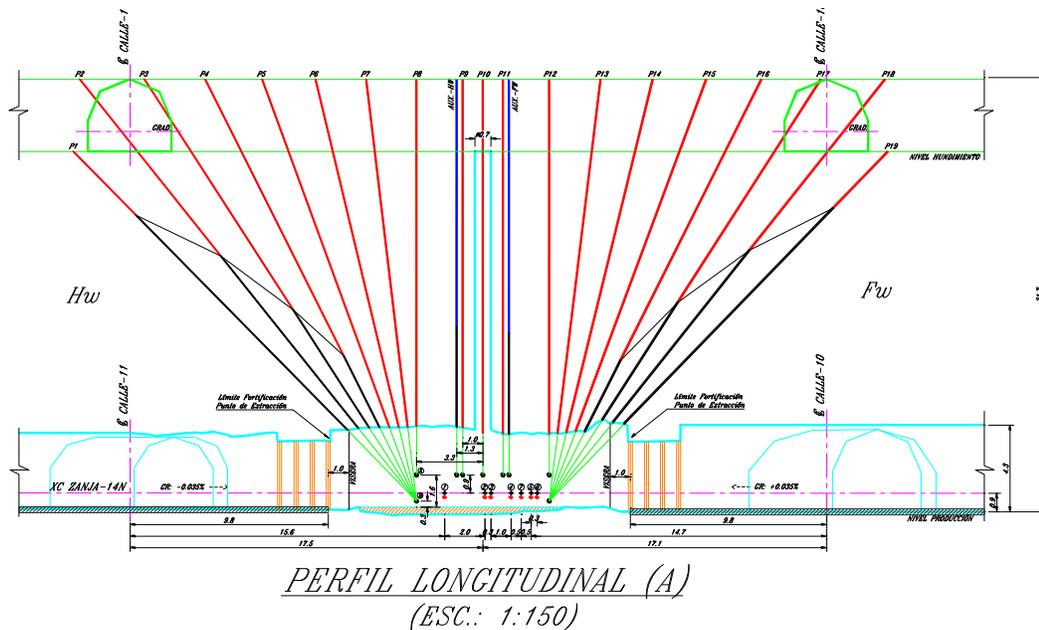


Figura 32: Diseño batea alta. Socavación hundimiento avanzado Reno, División El Teniente

Para el adecuado análisis y posterior uso del diseño aquí expuesto, es necesario establecer las principales ventajas y desventajas inherentes a la aplicación de éste, las cuales se resumen a continuación:

Ventajas

- El diseño responde a una extensión “natural” de las calles de producción hacia el oeste.
- Requiere de mínimos desarrollos adicionales a los ya existentes.
- Aprovecha la galería de cabecera oeste como una calle de producción adicional.
- Dispone de una línea completa de piques de traspaso de mineral (uno por cada calle de producción).
- Aprovecha chimeneas de ventilación, tanto en el sistema de inyección como el de extracción de aire.
- Utiliza equipos LHD con capacidad de 9 yd³, similares a los ya disponibles en el parque de equipos.

Desventajas

- Requiere de socavación mediante perforación de bateas altas o bien dejar socavado dos o tres años antes de comenzar la extracción. Esto debido al riesgo geomecánico que implica desarrollar galerías de hundimiento en roca de pobre calidad geotécnica y en las cercanías de roca socavada correspondiente al macro bloque vecino.
- Respecto al punto anterior, socavar con bateas altas pudiese no asegurar una adecuada propagación del caving o bien, generar sobretamaños y colgaduras. Socavar dos o tres años antes del comienzo de la extracción permite acceder con galerías de hundimiento, pero tener tanto tiempo el material quebrado sin extracción genera que éste se compacte y no fluya cuando se intente extraer nuevamente.
- Posibles interferencias construcción-operación debido a la eventual coexistencia de labores de preparación del Pilar Oeste con el cuarto, quinto y último año de extracción del macro bloque.
- Genera irregularidades en la malla de extracción (% de interacción entre elipsoides de extracción), consecuencia de las restricciones que imponen labores preexistentes. Una vista en planta, incluyendo el diámetro de tiraje interactivo, se incluye en la Figura 31.

4.3.2 Diseño 2: Explotación del Pilar Oeste desde el subnivel de inyección

Se plantea un diseño alternativo al descrito anteriormente, considerando como nivel de producción el subnivel de inyección, ubicado aproximadamente en la cota 1801. Se propone una malla tipo Henderson en configuración 30m x 15m en “espina de pescado”, orientando los puntos de extracción acorde al flujo de aire fresco que circulará por las galerías del mismo nivel que será ahora de producción y ventilación en las operaciones del Pilar Oeste.

Este tipo de práctica de desarrollar un nivel de producción más abajo del original y construir puntos de extracción, tiene como antecedente aceptables resultados en la experiencia de la corporación, siendo implementada en la recuperación de sectores colapsados de la Mina El Teniente como Esmeralda y Teniente 4 Sur.

En las figuras a continuación pueden observarse el emplazamiento, diseño y detalle del nivel de producción alternativo propuesto. En líneas fucsia se indica el footprint para las UBE del Pilar Oeste. La Figura 33 muestra a la izquierda una vista general de los subniveles de ventilación de inyección (galerías azules) y de extracción (galerías rojas). También se observa la ubicación de los piques de traspaso. A la derecha se muestra una ampliación del sector correspondiente a las UBE Sur1 y Sur2.

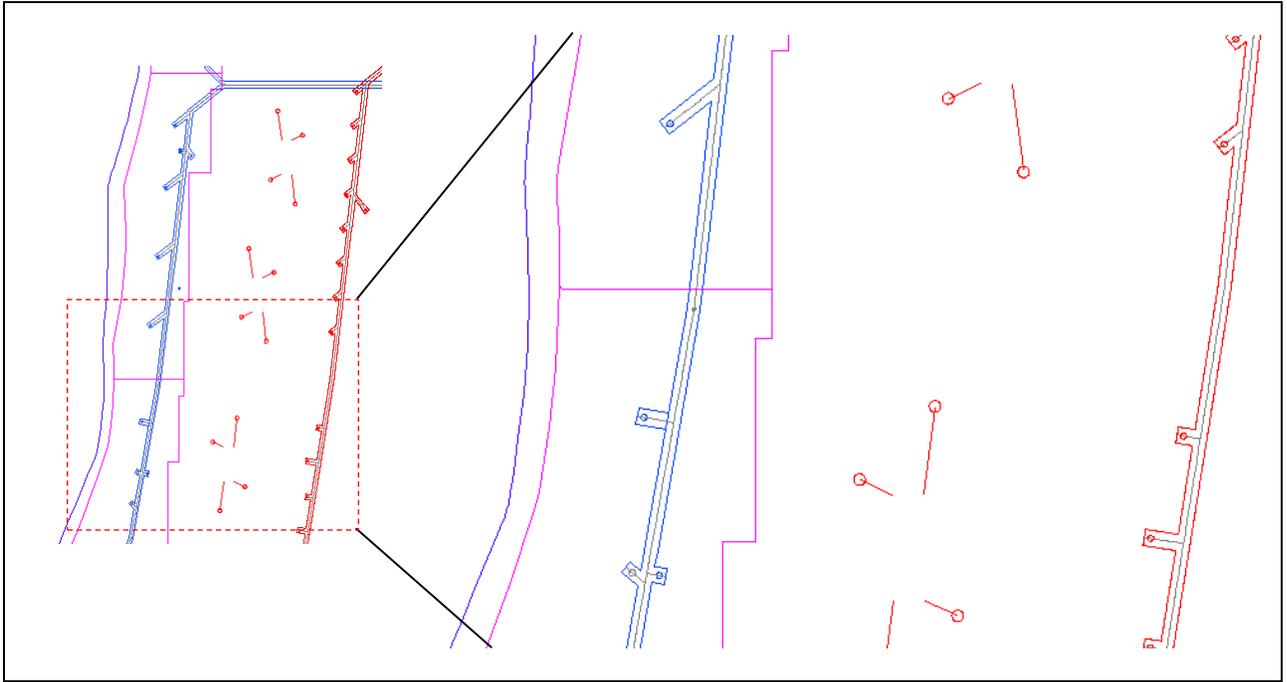


Figura 33: Diseño original subnivel de inyección

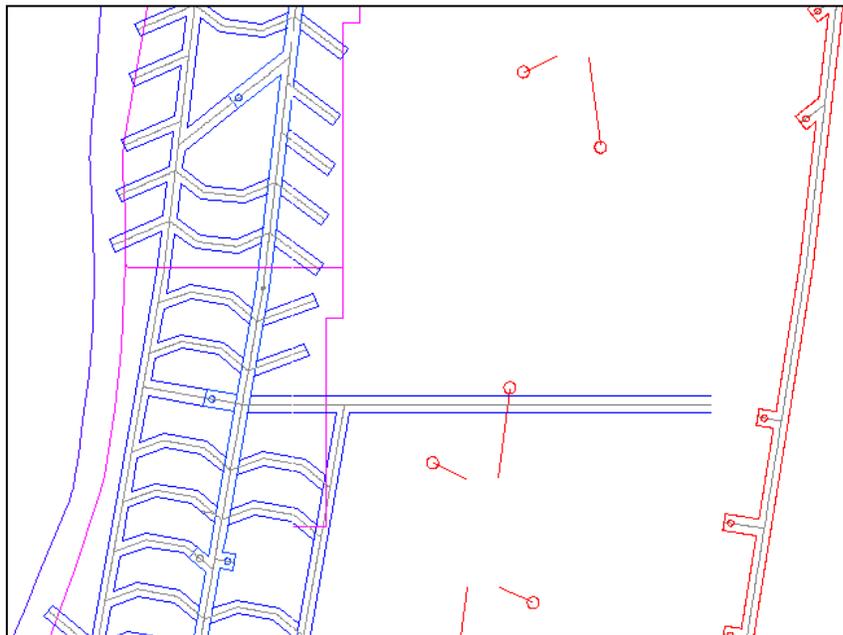


Figura 34: Diseño malla tipo Henderson Pilar Oeste

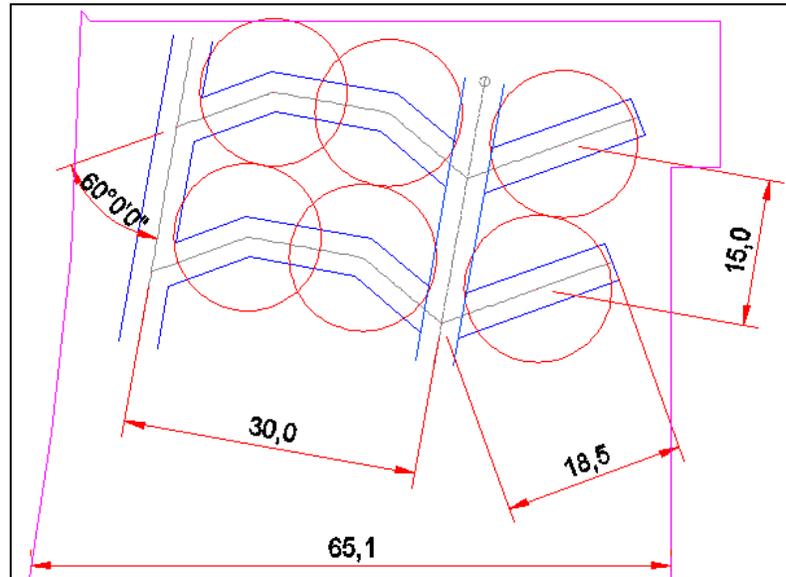


Figura 35: Detalle malla tipo Henderson Pilar Oeste

Para el manejo de materiales está considerado el desarrollo de dos cruzados por cada UBE del Pilar Oeste, contruidos desde las calles de producción hacia el este, de tal forma de conectarse a la infraestructura de traspaso atravesando los piques que se emplazan desde el nivel de producción del macro bloque (cota 1823) hasta el nivel de chancado ubicado 85 m más abajo (cota 1738). De igual forma, estos cruzados permiten conectar con las chimeneas de extracción preexistentes dispuestas entre el nivel de producción (cota 1823) y el subnivel de ventilación (extracción de aire, cota 1790). La ubicación de un cruzado se ilustra en la Figura 34.

Se establecen al igual que en el Diseño 1 las principales ventajas y desventajas del método.

Ventajas

- Presenta flexibilidades en la construcción del nivel de producción al no interferir ésta con las distintas operaciones unitarias en el nivel 1841.
- Al ser un diseño con pocas singularidades si se compara al Diseño 1, hay una mayor regularidad en la malla de extracción y un porcentaje de interacción mayor.
- Soluciona el tema de la dificultad o imposibilidad de desarrollar un nivel de hundimiento para la socavación que presenta el Diseño 1. Permite utilizar el nivel de producción en la cota 1823 como UCL.
- Utiliza la galería del subnivel de inyección como calle de producción. Si bien esta galería tiene en su extensión variaciones en pendiente de hasta un 1%, debido a

que por diseño del sistema de ventilación considera drenaje de aguas, no es este aspecto una limitante para la circulación y operación de los equipos.

- El sistema general de ventilación secundaria, al cual pertenece la galería de inyección a utilizar, proporciona las facilidades para regular los requerimientos de aire fresco que demanda la operación en el subnivel mediante el uso de un sistema de reguladores, ventiladores auxiliares y compuertas.
- Al igual que en el diseño anterior, es factible re-utilizar los sistemas de traspaso de mineral y ventilación mediante desarrollos adicionales.
- Al descender aproximadamente 20 m desde el nivel de producción original, se recupera un mayor tonelaje en el Pilar Oeste y por ende una mayor cantidad de finos. Esto tiene un impacto en el sentido de que se adelantarán esos finos que igualmente están considerados en la integración de reservas del segundo nivel de la mina (cota 1625).

Desventajas

- Este diseño para la recuperación del Pilar Oeste requiere la construcción y diseño específico de la conexión con el sistema de piques de traspaso y extracción de aire viciado. Se presenta a nivel esquemático la problemática en la Figura 36.

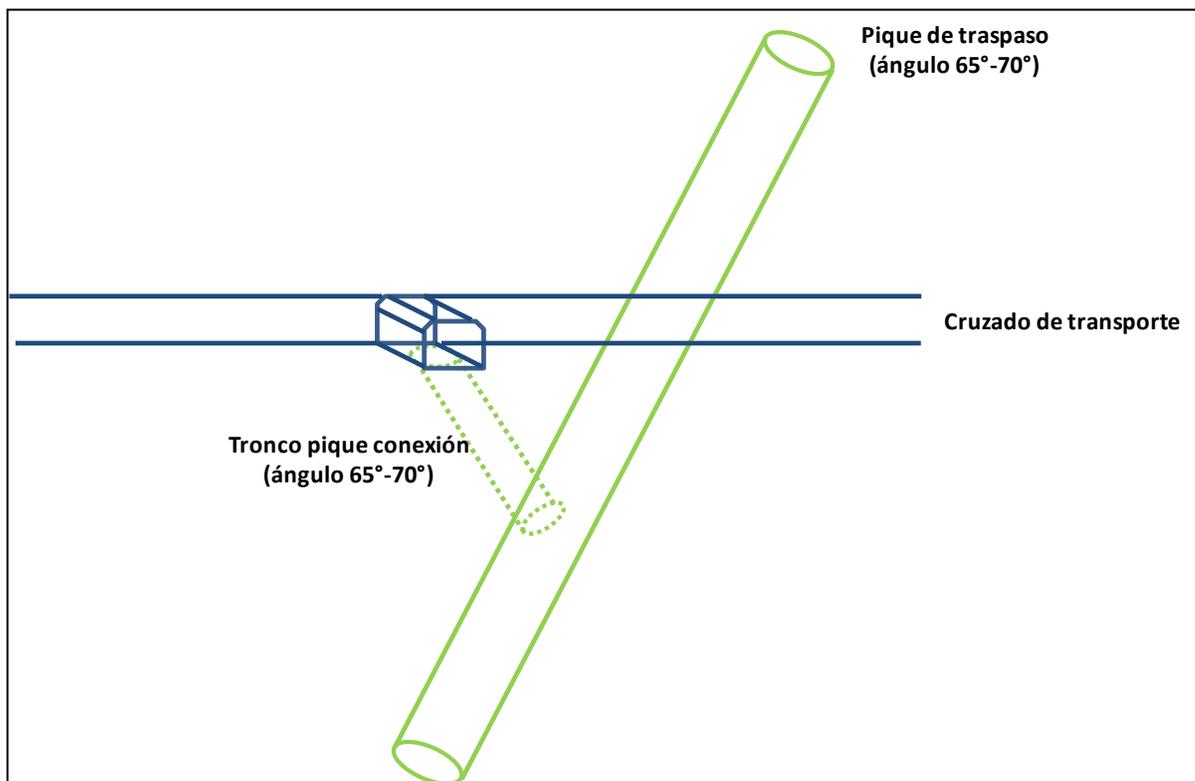


Figura 36: Conexión cruzado transporte - pique de traspaso

- Debido a que la sección de la galería de inyección es en algunos sectores de solamente 4 m x 4 m, se debe considerar una flota de equipos LHD de 7 yd³, lo cual implica un cambio en el parque de equipos ya disponible cuya capacidad es de 9 yd³. No obstante, esta desventaja o incompatibilidad de equipos puede solucionarse sencillamente diseñando el subnivel de inyección apto para la operación de LHD de 9 yd³, aumentando las dimensiones de la galería.
- Se requiere de estrictas restricciones referidas al tránsito de equipos por la galería de inyección. Esto es en particular delicado cuando los equipos LHD u otros se encuentren fuera de los sectores específicamente delimitados para operaciones de extracción en el Pilar Oeste. Las galerías de inyección seguirán en ciertos períodos alimentando de aire fresco a sectores de la mina en producción. Por esta razón se debería considerar la construcción de una carpeta de rodado, y la posibilidad de que actividades como el abastecimiento de petróleo y reparación de componentes puedan realizarse en algún sector habilitado para ello en el Pilar Oeste, para así minimizar la circulación de equipos.
- En línea con el punto anterior, existe un riesgo asociado a incendios en el nivel debido a la presencia de equipos diesel operando. Por tanto, deben tomarse los resguardos necesarios para poder confinar de manera adecuada el área afectada y evitar la propagación de gases tóxicos a otros sectores de la mina.

4.3.3 Conclusiones del diseño minero

Luego de haber propuesto dos alternativas de diseño para la extracción del Pilar Oeste se concluye lo siguiente:

- Ambos diseños son factibles en su construcción, con las ventajas y desventajas señaladas en cada caso.
- Acorde a las necesidades del proyecto en el futuro, las desventajas de ambos diseños pueden disminuirse o eliminarse. En el contexto de que la recuperación del Pilar Oeste sea aprobada en todas sus etapas de estudio, los diseños e infraestructura actuales pueden modificarse en línea con los requerimientos de diseño planteados en las alternativas 1 y 2.
- La cantidad de inversiones adicionales, tanto en infraestructura como en equipos mineros y servicios es menor para el Diseño 1. Esto debido a que reutiliza buena parte de lo ya desarrollado previamente.
- El Diseño 1 mantiene una malla de extracción de extracción tipo Teniente, por lo tanto existe un conocimiento previo y experiencia que permiten ahorrar tiempo en su construcción.

- Se concluye en función de los dos últimos puntos mencionados, la recuperación del Pilar Oeste utilizando el Diseño 1. En consecuencia, las alternativas de planificación que se proponen en el capítulo siguiente se construyen considerando ese diseño minero.

5 PLANES MINEROS

5.1 Integración de reservas

La integración de reservas es el proceso que permite determinar las alturas económicas extraíbles de las columnas o puntos de extracción y luego incluir los recursos contenidos en la envolvente económica en un programa de producción. En la explotación por hundimiento se utiliza el algoritmo de beneficio marginal, que limita la extracción a los volúmenes de roca mineralizada que entregan el máximo beneficio económico de la columna.

5.1.1 Cálculo de altura económica

Para determinar la altura económica o altura de columna extraíble se utiliza el algoritmo de beneficio marginal, es decir, los límites de la extracción en altura están dados por aquellos volúmenes de columna mineralizada que aseguran el máximo beneficio económico en la columna.

La valorización de bloques se realiza según los estándares habituales de planificación minera, es decir, cada bloque es valorizado según la ecuación de beneficio general ($\text{Beneficio} = \text{Ingresos} - \text{Costos}$). Se consideran todos los componentes asociados a la producción: costo mina, costo de procesamiento, costo de comercialización, gastos generales y un costo unitario asociado a la inversión en equipamiento propio de la producción. Adicionalmente, se considera un costo de reparación minera, expresado por tonelada de mineral o por altura extraída.

Además de estos costos se consideran los descuentos por tratamiento de concentrados, refinera, deducciones metalúrgicas y descuentos por ventas cuyas expresiones se encuentran definidas por las orientaciones comerciales de Codelco para productos y subproductos.

Si se considera el modelo de bloques diluido correspondiente al Pilar Oeste y lo valorizamos según el procedimiento descrito, obtenemos un modelo de bloques valorizado, donde cada bloque contiene su valor y el beneficio acumulado integrado desde la base de la columna (piso de hundimiento).

Con el propósito de complementar la fortaleza del cálculo de reservas mineras se desarrolló una herramienta de análisis que asocia niveles de certidumbre o certeza económica a cada bloque del modelo, denominado Método de Certidumbre, el cual realiza simulaciones de Montecarlo a distribuciones de probabilidad de las variables económicas que intervienen en la ecuación de beneficio, incluidas en el proceso de

integración de reservas. Esto permite exigir a las reservas un mejor nivel de respuesta frente a la variabilidad propia de algunos de los ítems involucrados. Normalmente el cálculo determinístico está asociado a un 50% de certidumbre, lo que representa en el escenario probabilístico la esperanza matemática ($E(x)$) de la distribución.

Se incorpora entonces el concepto de certidumbre como criterio de corte para definir el volumen de recursos explotables que se quiere beneficiar, a diferencia del criterio de ley de corte crítica, cuyo formulismo es válido solo para valores determinísticos de los distintos parámetros económicos involucrados.

Se definen así con este método las alturas extraíbles para cada columna que integra el área o footprint asociado al Pilar Oeste, exigiendo un nivel de certeza del 90%, el mismo utilizado en la integración de reservas para los macro bloques del primer nivel.

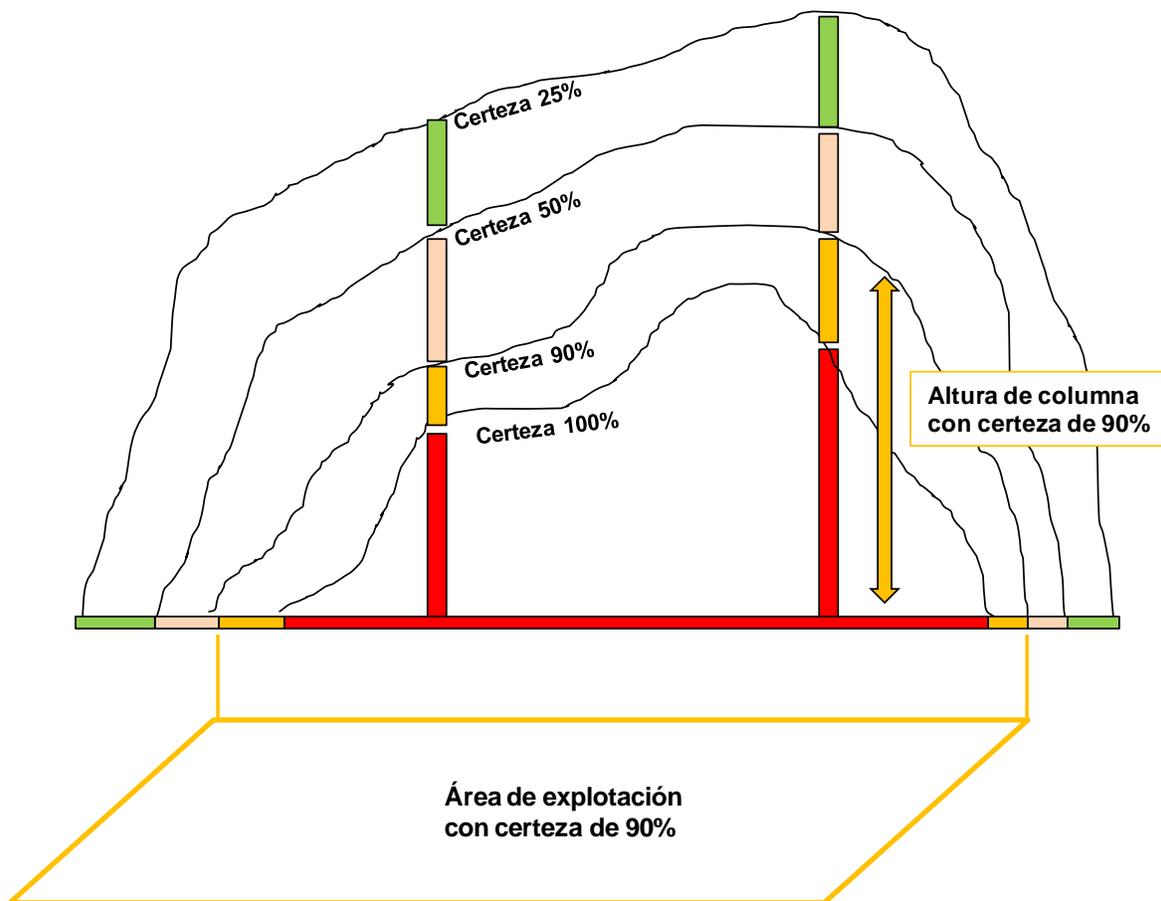


Figura 37: Envoltente y definición de altura de columnas según certeza

5.1.2 Parámetros económicos

Se establecen distribuciones de probabilidad para los valores de precio de venta de productos y subproductos (Cu, Mo), para los costos de procesos y tratamientos metalúrgicos y para las inversiones asociadas, las cuales en conjunto definen el beneficio de cada bloque o columna. La distribución de probabilidad corresponde a una distribución trapezoidal.



Figura 38: Distribución trapezoidal de precios, costos y tratamientos

Este tipo de distribución trapezoidal o triangular ($X_2 = X_3$), es ampliamente utilizado en aquellos casos donde no es factible deducir estadísticamente otro tipo de funciones de densidad de probabilidad.

Los valores económicos presentados corresponden al resultado de las orientaciones comerciales del año 2012. En tanto, para la estimación de las inversiones CAPEX Y OPEX, se utilizó la evaluación económica de las obras tempranas a nivel de ingeniería básica.

En la Tabla 11 se muestran los principales parámetros económicos considerados para la ingeniería básica, representados por la esperanza matemática de las distribuciones de probabilidad utilizadas en cada ítem.

Tabla 11: Principales parámetros económicos IB

Ítem	Unidad	Ing. Básica (IB)
Precio Productos		
Cobre	cUS\$/lb	250
Molibdeno	US\$/kg	30
Capex		
Nivel 1841	US\$/t	6,2
Niveles Inferiores	US\$/t	4,9
Opex		
Extracción Mina	US\$/t	4,9
Planta Concentradora	US\$/t	7,9
TC	US\$/t _{conc}	196
RC	cUS\$/lb	15
Preparación	US\$/m ²	1.396

5.1.3 Modelo de dilución

La evidencia empírica en minería por hundimiento ha demostrado que el material contenido en la columna mineralizada no puede extraerse de forma ordenada, pues este tiende a mezclarse. Al momento de extraer un bloque cualquiera de la columna in situ, en realidad se está extrayendo sólo un porcentaje de éste, y el resto corresponde a material tanto de bloques inferiores como de bloques superiores.

El modelo de mezcla propuesto por D. Laubscher, permite determinar de manera sencilla la composición real de cada bloque a extraer en la columna, o en otras palabras, construir un modelo de bloques diluido (mezclado). Es pertinente agregar que este procedimiento forma parte de lo ampliamente aceptado y utilizado por la industria en lo que respecta a modelos de dilución.

El nuevo modelo sí puede extraerse de forma ordenada, pues ya está mezclado, lo que favorece la tarea de planificación. El modelo es lineal simple, de un solo parámetro, conocido como punto de entrada de la dilución (PED). Este parámetro hace referencia al momento (o porcentaje de extracción) en que material estéril (y por ende diferenciable) llega a la base de la columna. En teoría, el PED simboliza la “velocidad de mezcla” de las partículas dentro de la columna, y depende de las propiedades de estas y de su entorno (forma, rugosidad, altura, etc.). Su valor puede determinarse con ayuda de diferentes ábacos o ecuaciones sencillas.

El modelo trabaja bajo el supuesto de mezcla puramente vertical y no permite aportes laterales de material (mineral o diluyente)

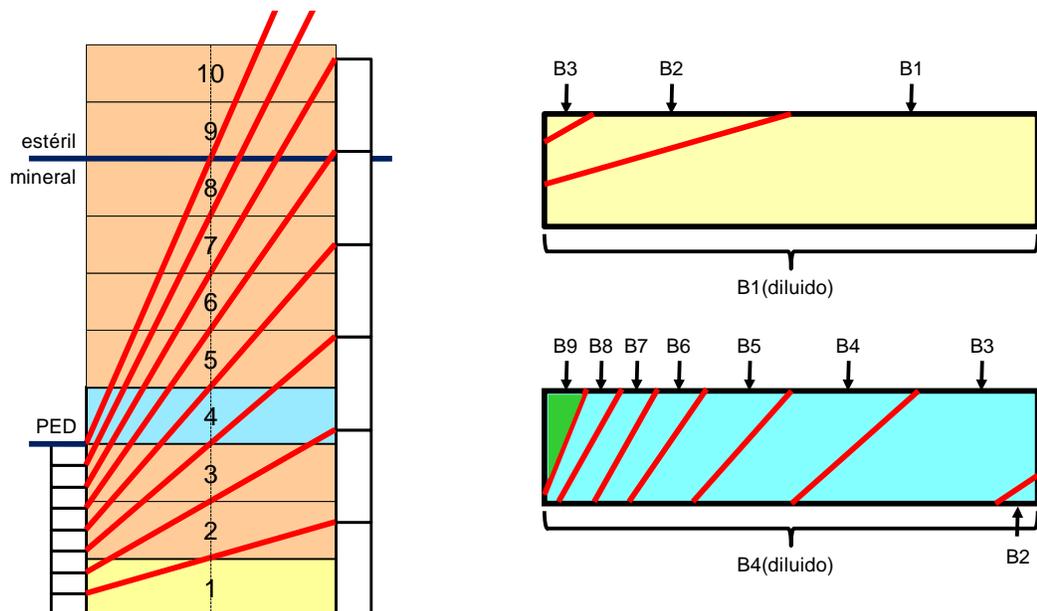


Figura 39: Ábacos de dilución de Laubscher

En el ejemplo de la Figura 39, el primer bloque diluido estará compuesto por porcentajes de los bloques originales 1, 2 y 3. Al extraer el cuarto bloque diluido, exactamente por sobre el PED, recién se estará extrayendo material estéril (bloque original 9).

Ahora, si se aplica este modelo al caso particular del Pilar Oeste, puede calcularse un PED teórico obtenido considerando los siguientes parámetros:

$$PED = \frac{\left[H_c - \frac{HIZ}{s} \right] * dcf}{H_c} (\%)$$

Figura 40: Punto de entrada de dilución (Heslop & Laubscher, 1982)

- **H_c**: Corresponde a la altura media de columna extraída. Para el caso del Pilar Oeste, si se consideran sólo los puntos de extracción ubicados en el diseño propuesto entre la cabecera oeste y el límite de explotación del macro bloque hacia el oeste (1 ó 2 líneas de bateas) este valor es de aproximadamente 90 m.
- **HIZ**: Corresponde a la altura de interacción de la columnas de extracción, es decir la altura a la cual las elipsoides de extracción se traslapan o son coincidentes en al menos un punto. Este valor se estimó utilizando el ábaco de Laubscher & Heslop que considera un promedio del rating RMR del macizo y el *major apex* de los puntos de extracción. Dadas las condiciones particulares del pilar y el diseño propuesto se establece el valor del HIZ en 25 m.

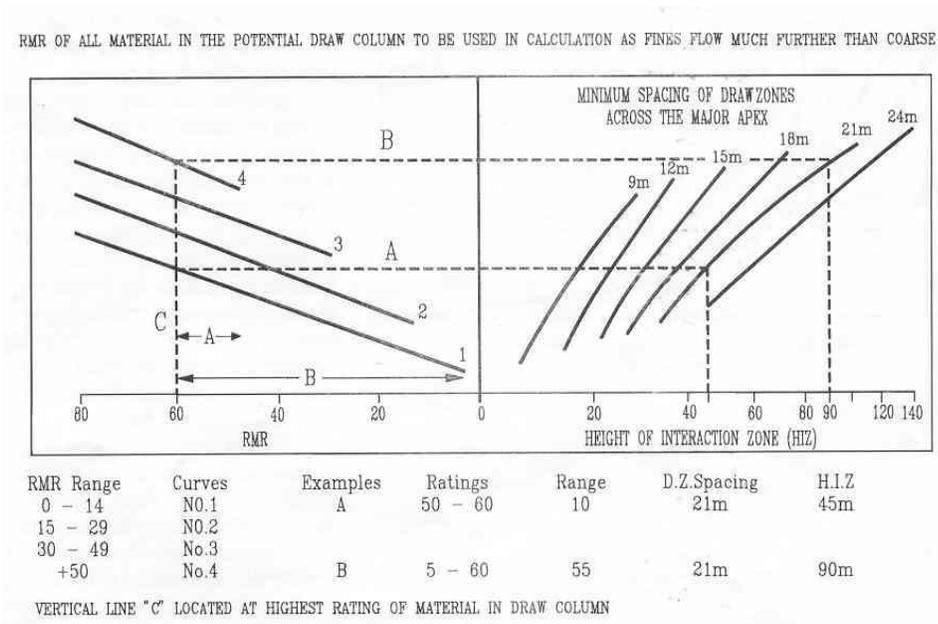


Figura 41: Ábaco para estimación de altura de interacción HIZ (Heslop & Laubscher, 1982)

- **s**: Corresponde al esponjamiento de la roca post socavación. Se utiliza el valor típico de 15%

- **dcf**: Corresponde al “draw control factor”, que es una medida de la variación de los tonelajes extraídos desde puntos de extracción en régimen productivo en un período de tiempo según conveniencia para la planificación de cada mina (diario o mensual). Se utiliza el valor típico de 0,5.

El resultado de esta ecuación entrega un valor para el PED de 38%. Asumiendo los valores considerados como conservadores, se puede establecer como factible y cercano a lo teórico un PED del 40% como valor a considerar de aquí en adelante para la integración de reservas y elaboración de los planes de producción.

De igual modo es interesante tener en cuenta cómo varían los tonelajes de mineral y de finos de cobre al sensibilizar la integración de reservas a variaciones en el PED, manteniendo constantes los parámetros económicos. En los Gráficos 2 y 3 se observa el comportamiento de estos indicadores al variar el PED desde un 30% hasta un 60%. Se indican también los PED promedio de las divisiones Salvador, Andina y del PMCHS a modo de referencia respecto a este indicador.

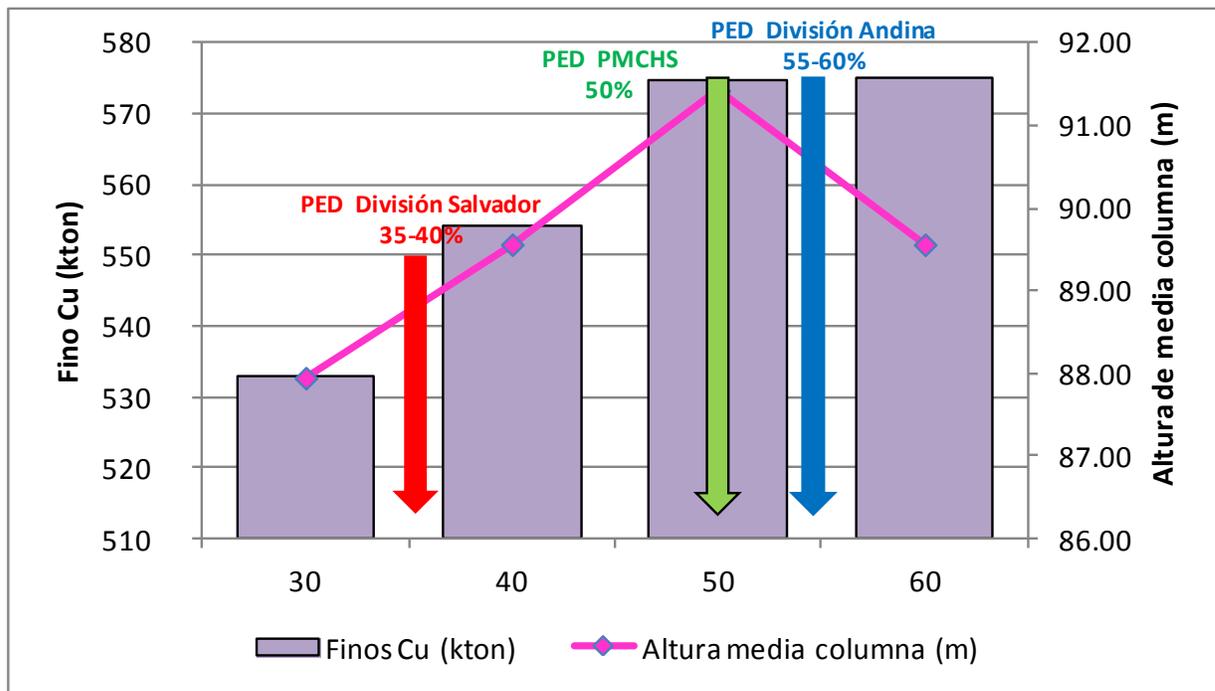


Gráfico 2: Finos Cu en Pilar Oeste versus PED

En el Gráfico 2 se puede observar la diferencia de fino asociado a cada uno de los puntos de entrada de dilución considerados, que muestra que al bajar de un valor de 60% a uno de 30% la disminución y/o pérdida de fino corresponde a un 7,9%. Se grafica la variación de la altura media de la columnas de extracción para cada valor de entrada de la dilución, donde ésta varía en un 2% si se pasa de un PED del 60% a uno de 30%.

Si además se considera que en el plan de producción de la IB, correspondiente a los macro bloques del primer nivel, se utilizó un PED del 50% que ya es un valor conservador. Teóricamente bajo las condiciones del proyecto se espera un PED entre 70% y 75%. Es importante recordar que si se manifiestan movimientos laterales en altura tipo desplome el PED llega a un 47%, como se indica en el Estudio Universidad de Chile.

En consecuencia debido a que no se consideran movimientos laterales en el algoritmo de mezcla (Laubscher no los considera), se ratifica el valor de PED de 40% como adecuado para trabajar en la cubicación de reservas.

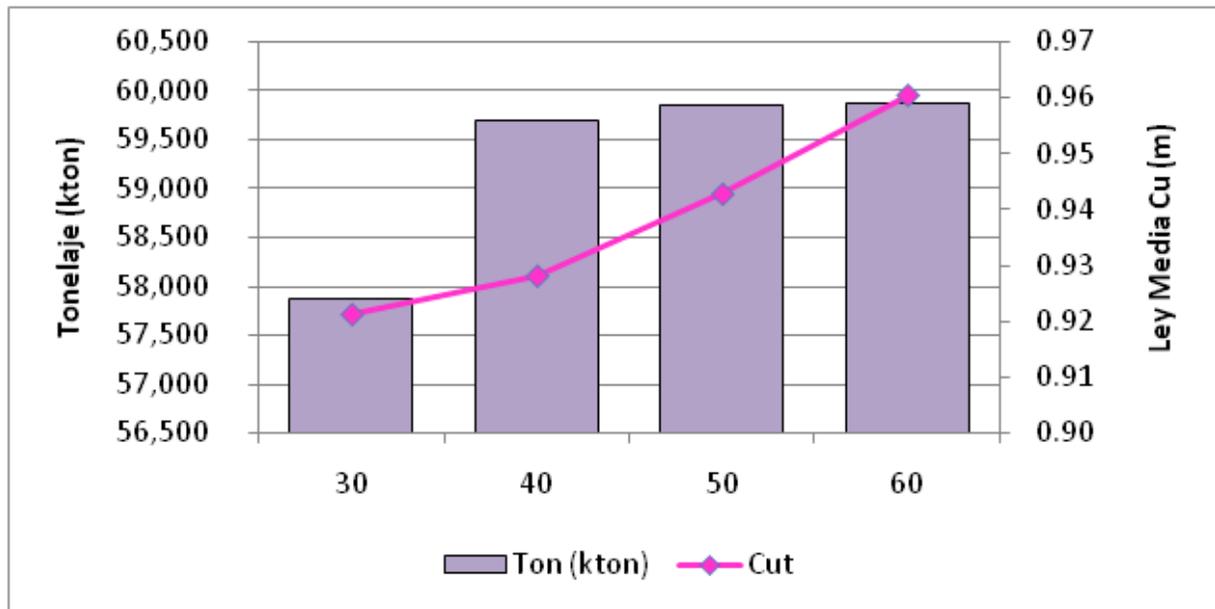


Gráfico 3: Tonelaje Pilar Oeste versus PED

Se desprende de los resultados de la sensibilización al PED realizada, que el plan e integración de reservas serán válidos en la medida que se manifiesten diluciones mayores a 40% en PED, mejorando la cantidad de finos y manteniendo estable el tonelaje.

Finalmente, es importante mencionar el material que será considerado como diluyente y sus características. Se reconoce por tanto como material con ley Cu = 0,00% todo aquel material proveniente desde el oeste de la falla. Además, se incorpora una capa de 150 m de espesor sobre la topografía del pit final con el fin de representar el material diluyente proveniente de las paredes del rajo. Este material se incorpora con leyes Cu = 0,10%, Mo = 0,003%.

5.1.4 Reservas mineras en Pilar Oeste

En la integración de reservas se debe considerar una importante cantidad de variables para determinar qué, cuánto, cuándo y cómo lograr eficientemente la extracción del mineral a partir del recurso minero. Como se describió en los puntos anteriores deben definirse la envolvente tridimensional (en altura y área) de los recursos extraíbles y aplicar los parámetros económicos correspondientes.

Sin embargo, debido a las particularidades que presenta la recuperación del Pilar Oeste es necesario presentar un conjunto de supuestos antes de presentar el plan y los recursos extraíbles asociados. Éstos son:

- Se supone una evolución del caving de forma vertical y se obvia cualquier tipo de movimiento lateral que pudiese aportar dilución. Evidentemente, si se manifiestan desviaciones del caving hacia la falla el escenario es totalmente distinto y la cantidad de recursos extraíbles disminuye pudiendo echar por tierra la recuperación del Pilar Oeste.
- Se diluyen los recursos del Pilar Oeste asumiendo que no hay aportes de material proveniente del oeste de la falla.
- No se considera el efecto de la irregularidad en la malla de extracción del diseño elegido (Diseño 1). Este efecto sería representable en el escenario de planificar sobre una base mensual considerando en el diseño puntos de extracción y su respectiva área de influencia.

Por lo tanto y como se indicó en la sección Modelo de dilución, se integran reservas considerando un PED del 40%.

Tabla 12: Cubicación de reservas Pilar Oeste

Pilar Oeste	Ton (kt)	Cut (%)	Moly (%)	Total finos Cu (kton)	Área (m ²)
N1S1	5.254	0,885	0,018	46,50	18.157
N2	2.537	0,629	0,008	15,95	10.008
N3	3.248	0,694	0,014	22,54	9.987
N41	3.131	0,699	0,014	21,89	9.517
N51	2.935	0,528	0,007	15,50	9.809
N61	3.204	0,512	0,008	16,41	10.025
N71	4.621	0,564	0,009	26,08	9.068
Sur2	7.498	1,221	0,033	91,52	11.061
Sur3	5.928	1,200	0,024	71,14	11.502
Sur4	6.522	1,171	0,026	76,35	10.640
Sur5	5.778	1,090	0,024	62,99	11.119
Sur6	2.581	1,130	0,037	29,17	10.451
Sur7	1.776	1,046	0,036	18,57	9.994
Sur8	2.299	0,841	0,033	19,34	10.269
Sur9	2.387	0,841	0,022	20,08	9.124
Total	59.698	0,928	0,021	554,03	160.729

En la Tabla 12 se entrega una cubicación de las reservas totales contenidas en el pilar, diluidas a un PED del 40% y se indican para cada sector las leyes de Cu y Mo, los finos totales de cobre y el área basal sobre la cual se realiza la explotación.

5.2 Productividad equipo LHD

Los equipos LHD operarán en la extensión hacia el oeste del nivel de producción (cota 1823) como fue indicado en el Diseño 1: Explotación del Pilar Oeste desde el nivel de producción. Se desplazarán por las galerías de producción y cabecera oeste, para luego descargar en la línea de piques de traspaso ubicada más cerca de la falla, que conducirán el mineral hacia las salas de chancado dispuestas bajo los respectivos macro bloques parcial (75-80%) o totalmente agotados en ese momento. Para calcular su productividad se consideran equipos de 9 yd³ semiautónomos, y una distancia media de transporte de 70 m. Los parámetros para el cálculo de productividad de los equipos LHD son los presentados en la Tabla 13. Se utilizan como base de cálculo los parámetros asignados para el cálculo de productividad y dimensionamiento de flota de equipos LHD, en el marco de los requerimientos del plan de producción del primer nivel.

Tabla 13: Cálculo rendimiento equipo LHD, distancia media de transporte 70 m

LHD 9 yd³		
LHD	unidad	Valor
Capacidad balde	yd ³	9,0
Capacidad balde	m ³	6,9
Capacidad balde (máxima)	t	13,5
Factor de llenado	%	75%
Densidad esponjada	t/m ³	1,89
Densidad esponjada húmeda	t/m ³	1,97
Carga seca	t	9,8
Carga húmeda	t	10,2
Distancia media transporte LHD	m	70,0
Velocidad media (1)	km/h	6,0
Tiempo de viaje (1)	min	1,40
Tiempo de carguío (2)	min	0,50
Tiempo de descarga (2)	min	0,18
Tiempo de maniobras (2)	min	0,20
Tiempo ciclo	min	2,28
Toneladas por hora (100% eficiencia)	t/h ef.	267,3
Factor operacional	%	75,8%
Productividad horaria	t/h op.	203
Horas por turno	h	12,0
Turnos por día	unid	2,0
Disponibilidad	%	87,4%
Utilización	%	76,2%
Días por periodo	días	348,0
PRODUCCIÓN ANUAL (BASE HÚMEDA)	kta	1.126,4
PRODUCCIÓN ANUAL (BASE HÚMEDA)	tpd	3.238,2

(1) Velocidad promedio obtenida en pruebas de LHD Semi-Autónomo Codelco Andina (Agosto 2012).

(2) Tiempos basados en pruebas de LHD SA Codelco Andina y Simulación PMCHS (considera tiempos espera operador)

Se obtiene una productividad del equipo LHD de 3.238 [tpd] sobre la base de 348 días efectivos de trabajo al año, una disponibilidad de 87% y una utilización del 76%.

5.3 Velocidad de extracción

La velocidad de extracción es un parámetro relevante como indicador de productividad de la mina, y se define como la cantidad de tonelaje extraído durante un día, por cada metro cuadrado del área activa del Pilar Oeste.

Para la definición del vector de velocidades de extracción, es necesario conocer la razón de propagación del caving, es decir, la razón entre la altura de columna extraída y la altura de columna quebrada. Dicho de otra forma, se trata de qué proporción de la columna in situ ha sido extraída al momento que el caving se propaga totalmente en el macizo, o rompe en superficie como es el caso del primer nivel de producción.

La determinación de este parámetro es compleja y muy variable, además requiere de una adecuada interpretación de la instrumentación geotécnica instalada en los sectores productivos. El informe “*Chuquicamata Underground Project 2009 Geotechnical Update*” (ITASCA, 2009) indica que el avance de la zona fracturada del hundimiento del Nivel 1841, se propagará o crecerá a una razón aproximada de 1:5, es decir, al 20% de extracción se considera toda la columna quebrada. Esta consideración es utilizada también en el sector a explotar correspondiente al Pilar Oeste.

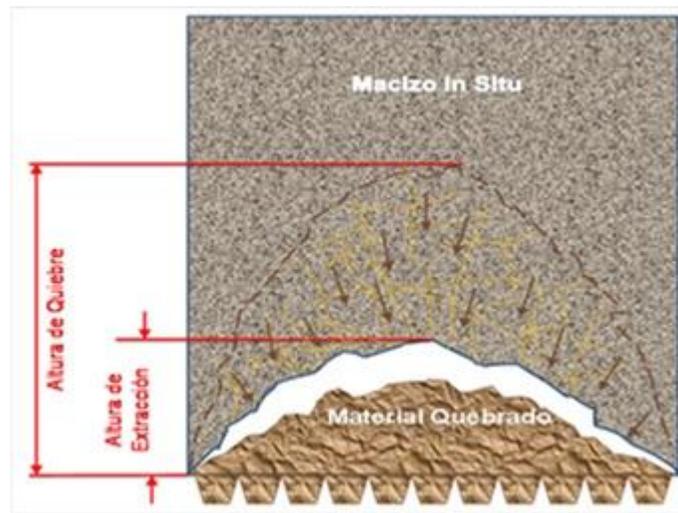


Figura 42: Razón de propagación del hundimiento

Se utilizaron distintos valores de velocidad de extracción (máximas) para cada UBE del Pilar Oeste, los cuales corresponden a un estimado operacional que considera variables relativas a la productividad del equipo LHD descritas en el punto anterior, límite de extracción de la columnas integradas en el pilar y capacidades de manejo y transporte de minerales aguas abajo (nivel de chancado, nivel de transporte por correas).

Tabla 14: Perfil de velocidad de extracción Pilar Oeste

UBE Pilar Oeste	Área (m ²)	Velocidades de extracción	
		Propagación (0-20%)	Régimen (*) (20-100%)
		t/m ² -día	t/m ² -día
N1S1	18.157	0,30	0,64
N2	10.008	0,30	0,58
N3	9.987	0,30	0,58
N41	9.517	0,30	0,61
N51	9.809	0,30	0,59
N61	10.025	0,30	0,58
N71	9.068	0,30	0,64
Sur2	11.061	0,30	0,52
Sur3	11.502	0,30	0,50
Sur4	10.640	0,30	0,55
Sur5	11.119	0,30	0,52
Sur6	10.451	0,30	0,56
Sur7	9.994	0,30	0,58
Sur8	10.269	0,30	0,56
Sur9	9.124	0,30	0,64

(*)Considera ajuste por disponibilidad de área de un 85%.

Si bien en su etapa de propagación los macro bloques del primer nivel consideran una velocidad de extracción máxima de 0,2 [t/m²-día], en ese caso se trata de un macizo virgen donde no ha existido explotación por hundimiento previamente. Para el caso del Pilar Oeste, se tiene que el macizo está solo parcialmente in-situ, sin verse afectado por la subsidencia generada por los macro bloques adyacentes. Por tanto, en la práctica se estima que se logrará más rápido la socavación completa de la columna al alcanzar el material quebrado generado previamente. En consecuencia, la velocidad de extracción durante la propagación se supone que podría llegar hasta 0,3 [t/m²-día].

Respecto a la velocidad máxima una vez propagado el caving, se utiliza el promedio de los valores señalados en la Tabla 14, considerando la disponibilidad por área, lo que entrega un valor de 0,6 [t/m²-día].

5.4 Restricciones de subsidencia

Debido a la subsidencia que genera una explotación por hundimiento, existe una restricción asociada a los tiempos o período de permanencia en operación en el primer nivel (1841) antes de verse afectada por la explotación del segundo nivel (1625). Acorde a lo indicado en la Figura 26, se establece un ángulo de subsidencia entre niveles de 50°, lo que considerando una diferencia de cota entre niveles de 216 m, corresponde a una distancia de 180 m que estarán directamente afectados por el cráter

de subsidencia. Además, se establece como factor de seguridad considerar la distancia equivalente al ancho de un macro bloque, lo que equivale a 128 m adicionales. Se tiene entonces que deben existir a lo menos 308 m de distancia en la proyección horizontal entre las operaciones del primer nivel y las del segundo nivel.

En el plan de producción de la Ingeniería Básica, que forma parte del plan minero caso base, como se explicará más adelante, el año 2029 comienza a restringirse el uso de área en el primer nivel por efecto de la subsidencia consecuencia de la entrada en producción del segundo nivel. Esta restricción debe por tanto mantenerse también vigente para los planes mineros donde se incorpore área correspondiente al Pilar Oeste.

Como ejemplo, supongamos la explotación del pilar en la UBE N1S1 la cual, como se explicó en las consideraciones para el diseño minero, solo puede comenzar a extraerse una vez agotado parcial o totalmente el macro bloque vecino (en este caso los macro bloques N1 y S1). Es decir, a partir del año 2023 que es cuando se agotan al menos en 80% las reservas de los MB N1 y S1.

Debe considerarse que existen chancadores, ventilación y otros servicios que hay que mover una vez agotados los macro bloques. Por lo tanto, hay un tiempo de cierre asociado a la “mudanza” de estas componentes hacia los nuevos macro bloques que entran en producción.

Entonces las UBE N1S1 tiene como máximo un horizonte de vida máxima de 5 años, hasta el año 2029, para extraer sus reservas mineras que es el período tras el cual comienzan las operaciones en los macro bloques centrales del segundo nivel.

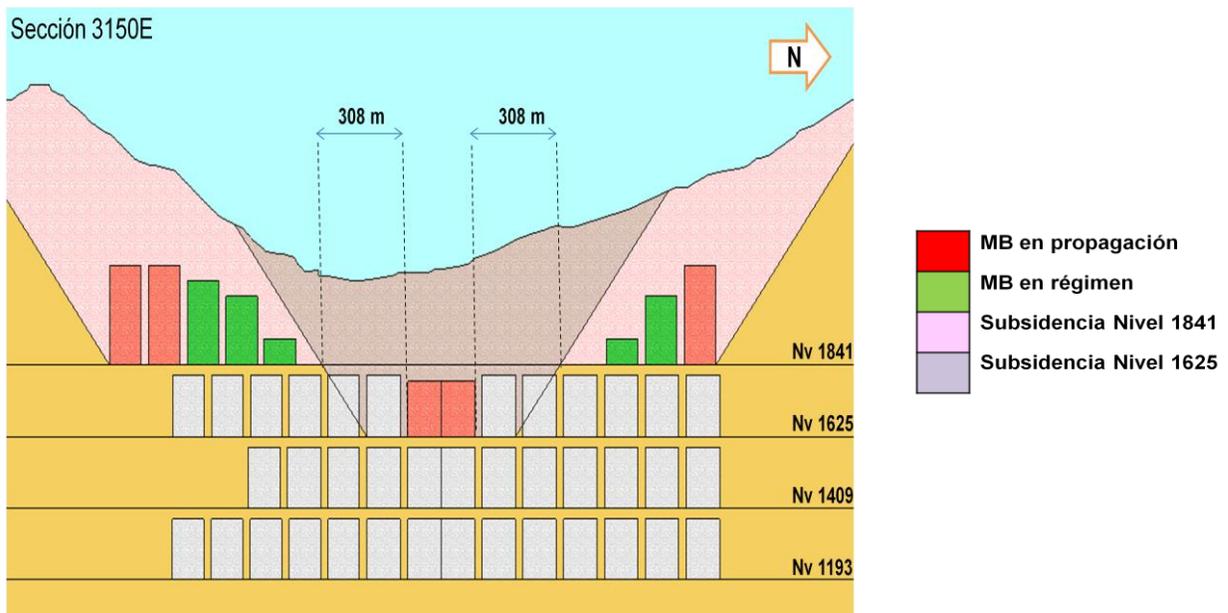


Figura 43: Vista longitudinal restricción de subsidencia

5.5 Caso base

Para evaluar la factibilidad de recuperar los recursos del Pilar Oeste es esencial establecer cuál será el caso base, como referente de comparación en términos de indicadores como finos de cobre y molibdeno, perfiles de leyes de envío a planta y áreas a preparar.

Debido a que el PMCHS está inserto en un modelo de negocios que incluye materiales de distintas minas del distrito controladas por Codelco, se hace más sencillo definir un caso base tomando esto en consideración, incluyendo en materiales provenientes tanto de la Mina Chuquicamata como de la mina a rajo abierto Radomiro Tomic (RT) en su Fase I.

Para entender la formulación de este caso base se toman en cuenta los siguientes puntos:

- La concentradora Chuquicamata posee una capacidad de diseño capaz de procesar 182 ktpd.
- El rajo Chuquicamata envía mineral a concentradora Chuquicamata hasta su fase 49, finalizando el plan de producción el año 2021 con un ritmo de 122 ktpd.
- PMCHS comienza su envío de mineral de desarrollos el año 2018 y a partir de su hundimiento el año 2019 siguiendo un ramp up de 7 años hasta alcanzar un régimen de 140 ktpd el año 2025.
- El Rajo RT envía minerales a la concentradora actual a un ritmo de 60 ktpd hasta que cierra el rajo Chuquicamata. Posteriormente el envío de RT será variable hasta completar 182 ktpd en el periodo del ramp up, para luego enviar 42 ktpd hasta completar las reservas estipuladas para RT Fase I en el referente del PMCHS

El Gráfico 4 muestra el escenario integrado que contempla Codelco con sus tres minas en operación, donde se observan los puntos mencionados anteriormente.

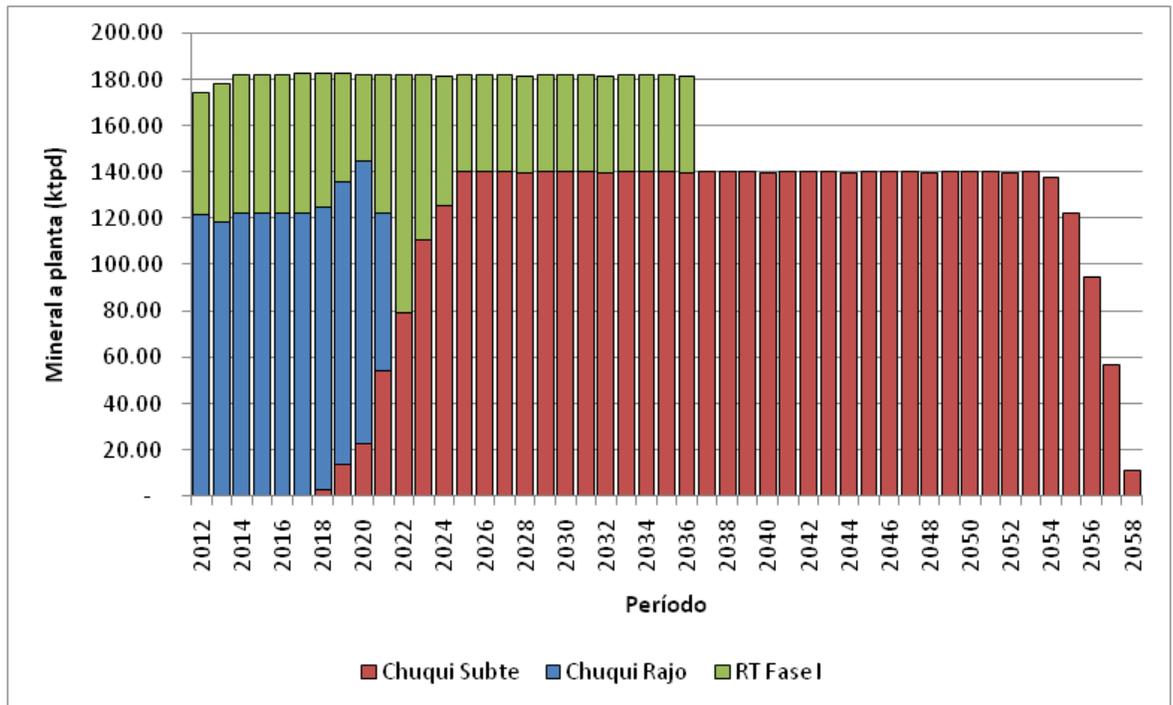


Gráfico 4: Escenario integrado Chuqui Rajo – Chuqui Subte – RT Fase I

Se busca llevar a una misma base cálculo, en términos de toneladas y leyes de mineral, el caso base y los planes alternativos.

Entonces, considerando la productividad dada por los equipos LHD, explicada en el punto 5.2 y restricciones en su secuencia de explotación, es posible recuperar desde el Pilar Oeste como máximo 46 millones de toneladas. La extracción se proyecta en un período de 11 años comprendido entre 2023 y 2034.

Coherente con lo anterior, se establece un caso base que considera el plan de producción de Chuquicamata Subterránea y un vector de mineral de 46 Mt proveniente desde RT Fase I (Gráfico 5). Se descartan los aportes que proporcionan el Rajo Chuquicamata y RT Fase I fuera del período 2023-2034.

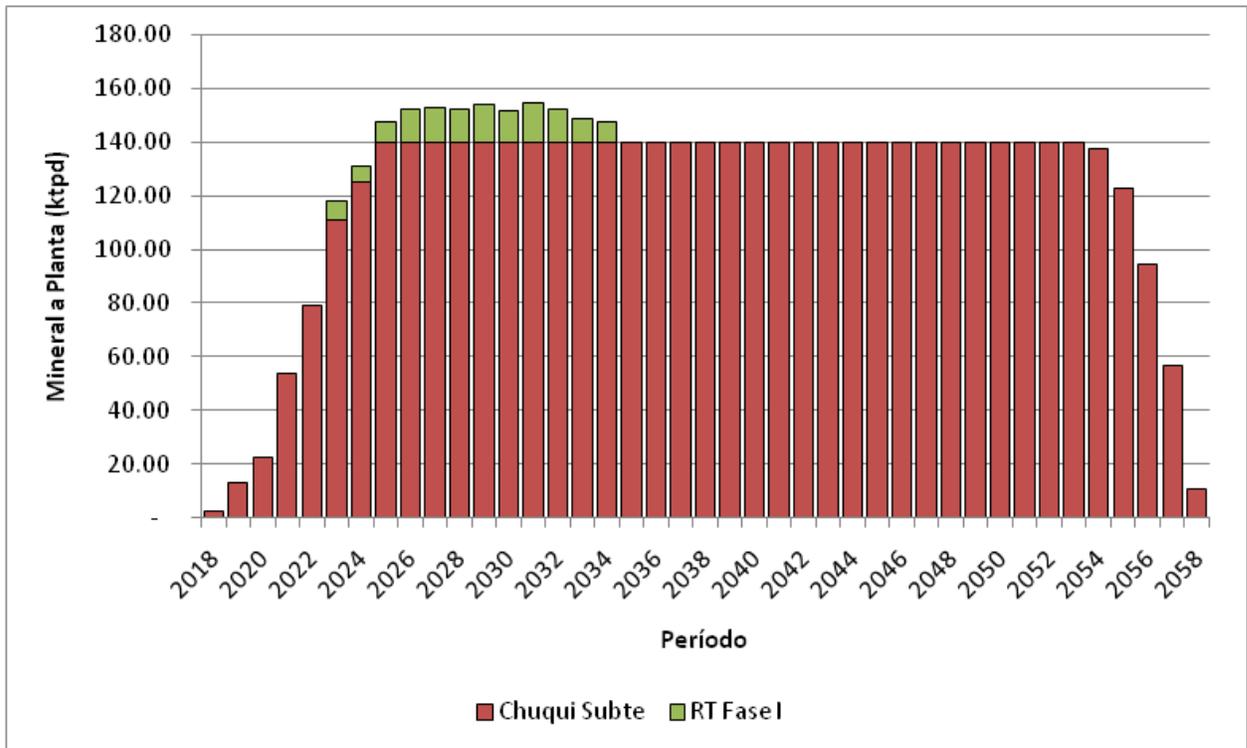


Gráfico 5: Plan minero caso base - Chuqui subte + RT Fase I

Para efectos de posteriores comparaciones y evaluaciones económicas, se hace conveniente separar e indicar las características de los tonelajes provenientes tanto de RT Fase I como de Chuquicamata Subterránea, indicados en el Anexo A.

Es importante mencionar aspectos de las cifras generales que se tienen en el actual plan de producción desarrollado por la Ingeniería Básica, ya que eventualmente pudiese haber cambios en su estructura mediante la inclusión de nuevas reservas, a mejor ley, provenientes desde el Pilar Oeste.

En términos generales, el primer nivel está compuesto por veinte macro bloques que suman un área total aproximada de 690.000 m². De los veinte macro bloques, existen dos de ellos denominados “experimentales” y corresponden a las unidades N4-2 y N5-2, ubicados en la zona noreste del footprint. Estos macro bloques, comprometidos en el plan de producción, pese a su estatus de experimentales, servirán para probar aplicaciones de equipos mineral sizer ubicados en el nivel de producción, sobre los piques de traspaso, reemplazando el sistema martillo picador – parrillas y también para implementar a escala mina tecnologías relativas a un proceso de minería continua.

Como política de extracción se considera una estrategia de tiraje con geometría cóncava del caving, limitada en el oeste por la falla oeste y por el este con el talud del rajo (Figura 44). Una vez conectado el caving con la superficie se liberan las tasas de extracción. En este contexto y por un tema productivo, es recomendable extraer tanto como sea posible. Sin embargo, las restricciones durante esta etapa comúnmente

estarán asociadas a la capacidad del sistema de manejo de minerales y el modo de falla de la pared oeste.

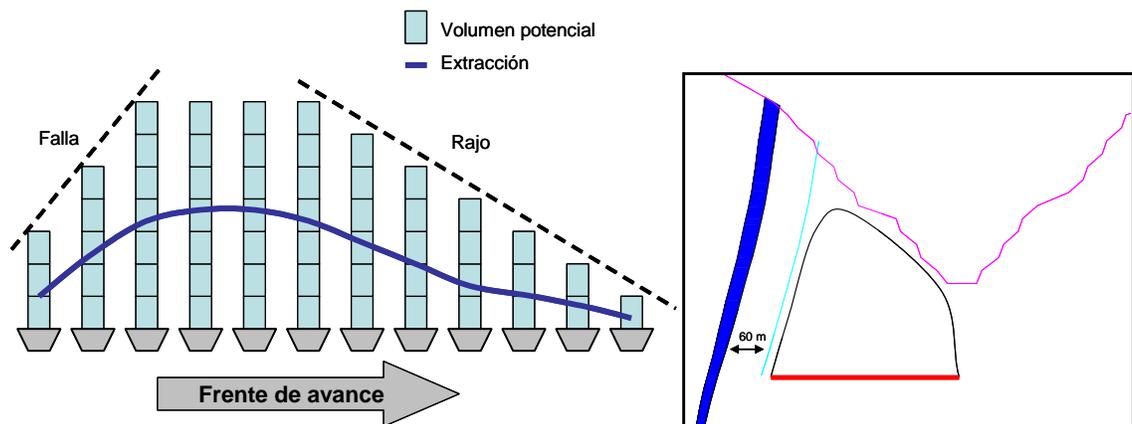


Figura 44: Política de extracción nivel 1841

En resumen, el plan minero de la IB sustenta un régimen de 140 ktpd durante 29 años, considerando un período anual de 360 días. Su explotación está configurada en cuatro niveles productivos, de los cuales dos deben operar en simultáneo para evitar caídas en la producción. La velocidad media de extracción durante el régimen alcanza las 0,4 [t/m²-día].

La secuencia de extracción considera apertura de área desde los macro bloques centrales en dos frentes: uno hacia el norte y otro hacia el sur (Figura 45). Una vez alcanzado el régimen de 140 ktpd el año 2025, cada frente considera tres macro bloques en propagación que aportan entre 1 y 2 millones de toneladas a un ritmo mina promedio de 4.000 tpd. Además hay tres macro bloques en régimen productivo que aportan entre 4 y 8 millones de toneladas con un ritmo mina variable entre las 15.000 y 22.000 tpd.

Como se mencionó en el capítulo Velocidad de extracción, este plan fue generado considerando velocidades máximas dependiendo del porcentaje de extracción alcanzada por los macro bloques, que se resumen en la (Tabla 15). De igual modo, estadísticas totales (Tabla 16) y por nivel de producción (Tabla 17) se presentan a continuación.

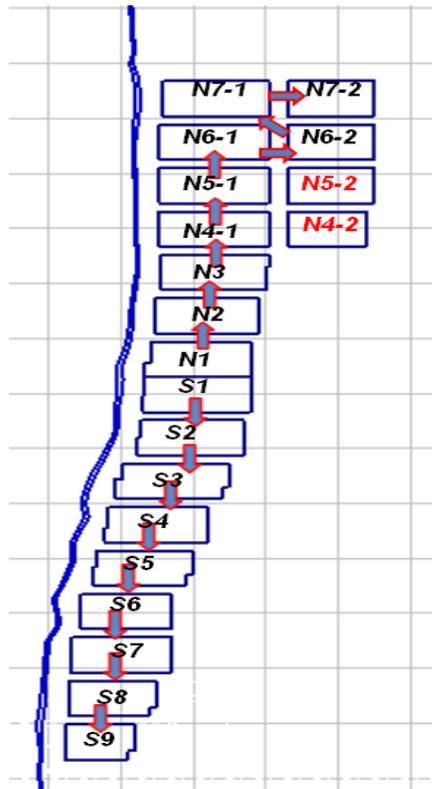


Figura 45: Secuencia de apertura de área nivel 1841

Tabla 15: Perfil de velocidades de extracción plan de producción largo plazo Chuquicamata Subterránea

Extracción (%)	Velocidad máxima (t / m ² -día)
0 – 20	0,20
20 – 40	0,55
40 – 100	0,70

Tabla 16: Estadísticas totales plan de producción largo plazo Chuquicamata Subterránea

Parámetro	Total
Producción + desarrollos (kt)	1.760.298
Ley Cu (%)	0,711
Ley Mo (ppm)	512
Ley As (ppm)	492
Área nueva (m ²)	2.504.107
Área activa (m ²)	340.602
Velocidad media extracción (t/m ² -día)	0,4

Tabla 17: Estadísticas por nivel plan de producción largo plazo Chuquicamata Subterránea

Parámetro	Nivel 1	Nivel 2	Nivel 3	Nivel 4	Total
Producción + desarrollos (kt)	476.355	466.398	402.063	415.483	1.760.298
Ley Cu (%)	0,882	0,673	0,623	0,644	0,711
Ley Mo (ppm)	604	498	491	444	512
Ley As (ppm)	557	451	461	493	492
Área nueva (m²)	689.617	632.650	580.300	601.540	2.504.107

En lo que a la explotación subterránea respecta el caso base considera la explotación de un macro bloque durante 5 años en promedio, donde la extracción puede ilustrarse como se muestra en la (Figura 46).

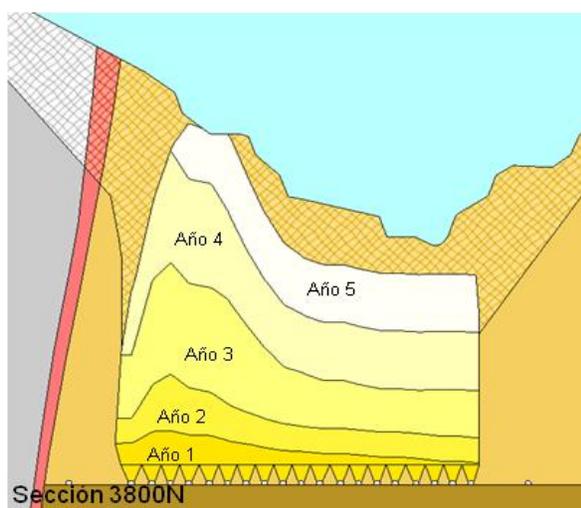


Figura 46: Perfil transversal de la extracción en caso base

Finalmente, complementando el plan minero con el mineral que aporta RT Fase I, se tiene que los principales indicadores del caso base son los siguientes:

Tabla 18: Desglose plan minero caso base

Unidad de explotación	Parámetro	Unidad	Total
CHS	Producción	kt	1.760.298
	Ley Cu	%	0,712
	Ley Mo	ppm	512
	Área nueva	m ²	2.504.107
RT Fase I	Producción	kt	46.159
	Ley Cu	%	0,534
	Ley Mo	ppm	134
	Área nueva	m ²	0

Tabla 19: Principales indicadores plan minero caso base

Indicadores caso base			
Ítem	Unidad	Total nominal	Total actualizado (*)
Producción	kt	1.805.602	487.166
Área incorporada	m ²	2.504.107	804.092
Finos Cu	kt	12.766	3.572
Finos Mo	kt	907	247
Ley Cu	%	0,707	
Ley Mo	ppm	502	

(*) Se entregan los totales para producción, área y finos comprendida entre los períodos 2018 – 2058 y los totales actualizados al año 2018 considerando una tasa de descuento del 8%.

El plan minero de largo plazo por período y la secuencia de explotación para el primer nivel (cota 1841) se incluyen en Anexo A y Anexo B respectivamente.

5.6 Caso 1: Trade-off

Esta alternativa en la planificación del proyecto solo incide en el plan de producción de Chuquicamata Subterránea. Los aportes de mineral provenientes de RT Fase I se mantienen constantes. En términos sencillos consiste en reemplazar con mineral recuperado desde el Pilar Oeste mineral que integra parte de las columnas de extracción de los macro bloques en altura. A este último podríamos denominar como aquel mineral que está planificado extraerse en los últimos años de vida útil del macro bloque.

La oportunidad, en este caso, se ve representada en el hecho de que el intercambio de minerales señalado conlleva un alza en la ley media de cobre de envío a planta, dado que se seleccionan aquellas UBE del Pilar Oeste cuya ley media es superior al último 20% ó 25% del macro bloque en explotación en el mismo período de entrada del Pilar Oeste.

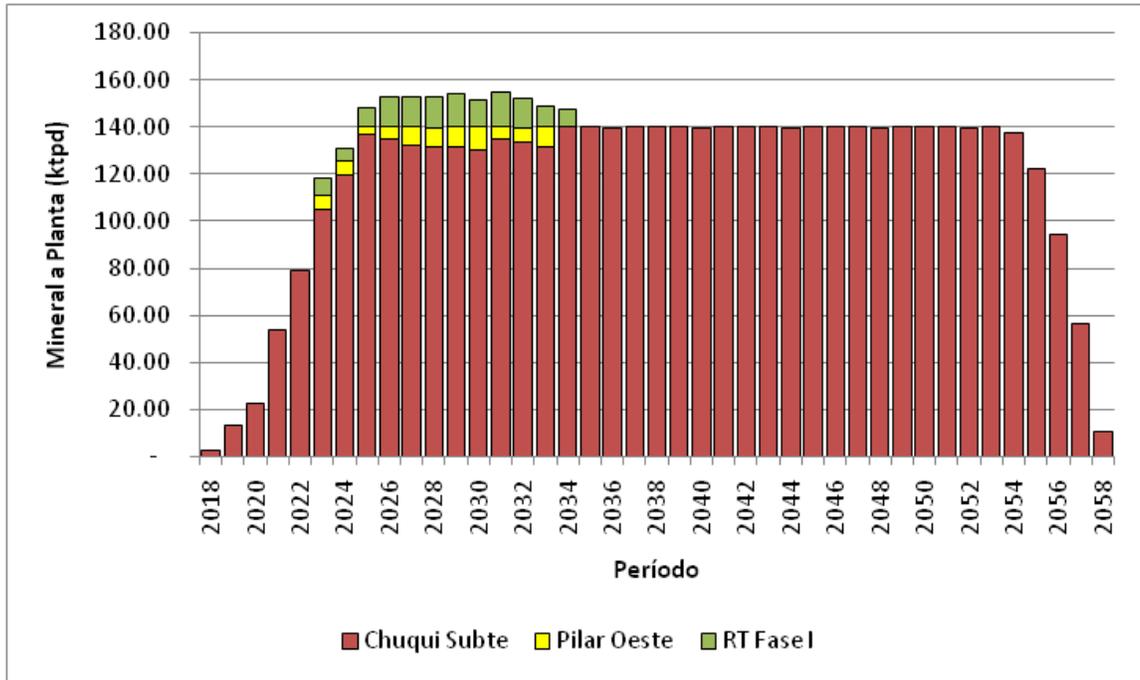


Gráfico 6: Plan Minero Caso 1 – Trade-Off

El plan minero generado considera sólo la explotación del Pilar Oeste desde el centro hacia el sur, puesto que desde la UBE N1S1 localizada en el centro hasta la Sur9, las leyes medias de Cu son superiores a al menos un 0,80% (es posible ver las leyes medias en la Tabla 12). En términos de la extracción, este caso puede ilustrarse como se ve en la Figura 47, donde se observa que parte de las reservas que integran las columnas de los macro bloques son dejadas como mineral remanente (zona gris achurada) a cambio de las reservas de mejor ley contenidas en el Pilar Oeste.

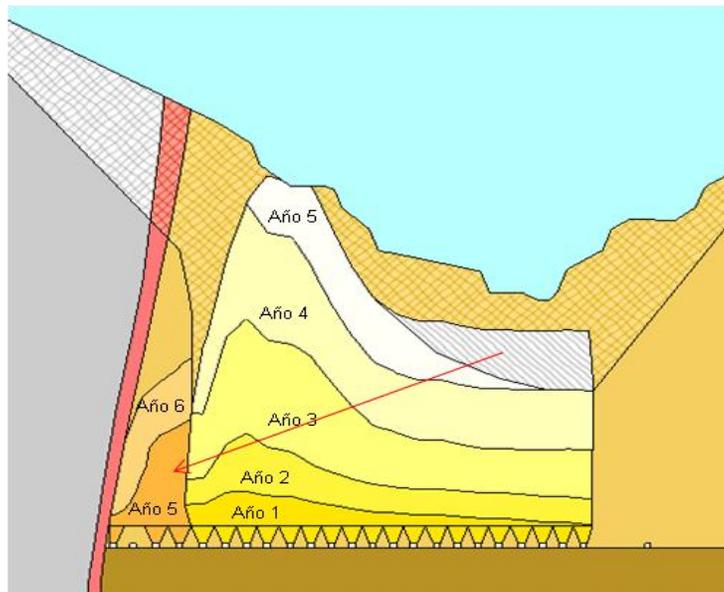


Figura 47: Perfil transversal de la extracción en Caso 1 – trade-Off

Los indicadores principales del plan minero se presentan en la Tabla 21, donde se muestra la variación porcentual respecto al caso base. Se observa que la producción no se altera debido a que no hay ninguna adición o resta de material al plan, solo un intercambio. No sucede lo mismo con el área incorporada, ya que se requiere preparar la zona correspondiente a las UBE del Pilar Oeste en los sectores centro y sur, incrementándose así en un 4,1% el área requerida para sostener el plan en 140 ktpd. Respecto a la cantidad de finos, se observa un incremento del 0,5% en la ley media de cobre y una caída del 1% en la ley media de molibdeno.

Tabla 20: Desglose plan minero Caso 1 – trade-off

Unidad de explotación	Parámetro	Unidad	Total
CHS	Producción	kt	1.733.523
	Ley Cu	%	0,710
	Ley Mo	ppm	512
	Área nueva	m ²	2.505.700
Pilar Oeste	Producción	kt	26.776
	Ley Cu	%	1,084
	Ley Mo	ppm	279
	Área nueva	m ²	101.177
RT Fase I	Producción	kt	46.159
	Ley Cu	%	0,534
	Ley Mo	ppm	134
	Área nueva	m ²	0

Tabla 21: Principales indicadores plan minero Caso 1 – trade-off

Caso 1: Trade-off			
Ítem	Unidad	Total nominal	Total actualizado (*)
Producción	kt	1.805.602	487.166
		0,0%	0,0%
Área incorporada	m²	2.605.632	851.984
		4,1%	6,0%
Finos Cu	kt	12.827	3.597
		0,5%	0,7%
Finos Mo	kt	898	243
		-1,0%	-1,8%
Ley Cu	%	0.711	
		0,5%	
Ley Mo	ppm	497	
		-1,0%	

(*) Se entregan los totales para producción, área y finos comprendida entre los períodos 2018 – 2058 y los totales actualizados al año 2018 considerando una tasa de descuento del 8%.

El plan minero de largo plazo por período y la secuencia de explotación para el primer nivel (cota 1841) se incluyen en Anexo A y Anexo B respectivamente.

5.7 Caso 2: Aumento capacidad

Si bien la Mina Chuquicamata Subterránea es capaz de sustentar un régimen productivo de 140 ktpd, ésta ha sido diseñada con holguras suficientes como para producir 160 ktpd. Esta capacidad ociosa es la que permite, por ejemplo, absorber variabilidades que ocurrirán en el plan de corto plazo, donde habrá días donde la producción no alcanzará su target y otros donde se extraerá por sobre lo planificado, alcanzando en el largo plazo, en promedio, la meta productiva.

Esta alternativa de planificación establece aumentar la capacidad de Chuquicamata Subterránea en hasta 15 ktpd alcanzando una producción total de 155 ktpd. Este ritmo de producción se sustenta en la utilización de dos equipos LHD en cada UBE del Pilar Oeste, donde dada la productividad indicada en el capítulo 5.2 es posible alcanzar un peak de 15.000 toneladas por día.

Este aumento del mineral enviado a planta desde la mina subterránea reemplaza en un 100% al material proveniente desde RT Fase I, como se observa en el Gráfico 7.

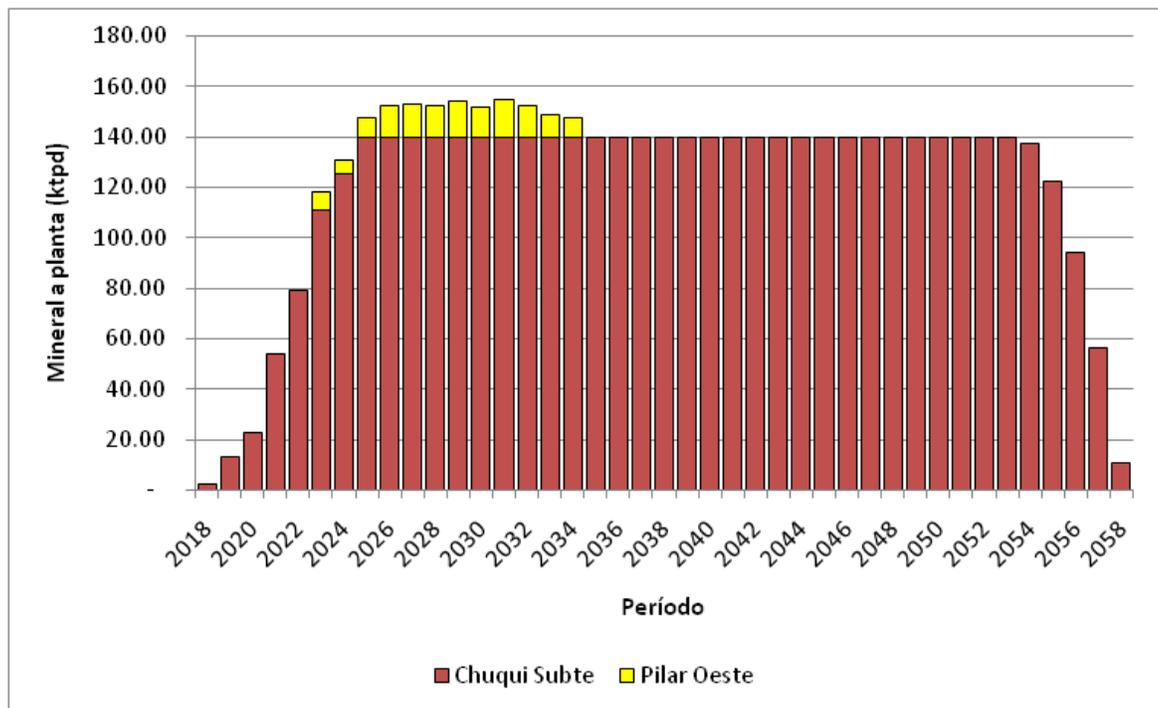


Gráfico 7: Plan Minero Caso 2 – aumento capacidad

El plan minero generado considera la recuperación de 46 Mt de 59 disponibles a lo largo de todo el Pilar Oeste, con una ley media de Cu del 0,905% versus los 46 Mt a 0,530% Cu provenientes desde RT.

La extracción desde los macro bloques sigue siendo entonces la misma que en el caso base. Si se observa una sección transversal y cómo avanza la envolvente de extracción en cada macro bloque, se tiene que el Pilar Oeste aporta mineral durante

uno, dos ó tres años dependiendo de la cantidad de reservas que integre (Figura 48, sección correspondiente a MB S1).

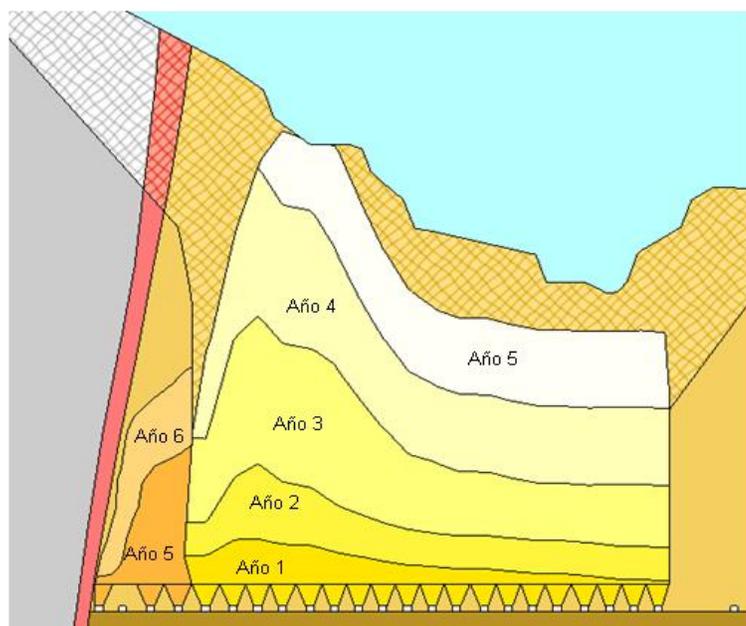


Figura 48: Perfil transversal de la extracción en Caso 2 – aumento capacidad

Los principales indicadores de la opción de aumentar la capacidad de la mina subterránea hasta un peak de 155 ktpd (Tabla 23) muestran que no hay una variación en el tonelaje respecto al caso base ya que como se mencionó, solo hay un reemplazo del material correspondiente a RT Fase I. Como el Pilar Oeste es recuperado en toda su extensión, el área incorporada aumenta en un 6,3%. Los finos de cobre y molibdeno se ven incrementados a raíz de un incremento en las leyes de envío a la concentradora de estos productos.

Tabla 22: Desglose plan minero Caso 2 – aumento capacidad

Unidad de explotación	Parámetro	Unidad	Total
CHS	Producción	kt	1.760.298
	Ley Cu	%	0,712
	Ley Mo	ppm	512
	Área nueva	m ²	2,503,835
Pilar Oeste	Producción	kt	46.159
	Ley Cu	%	0,905
	Ley Mo	ppm	212
	Área nueva	m ²	158.358

Tabla 23: Principales indicadores plan minero Caso 2 – aumento capacidad

Caso 2: Aumento capacidad			
Ítem	Unidad	Total nominal	Total actualizado (*)
Producción	kt	1.805.602 0,0%	487.166 0,0%
Área incorporada	m ²	2.662.193 6,3%	876.750 9,0%
Finos Cu	kt	12.937 1,3%	3.643 2,0%
Finos Mo	kt	910 0,4%	249 0,6%
Ley Cu	%	0,716 1,3%	
Ley Mo	ppm	504 0,4%	

(*) Se entregan los totales para producción, área y finos comprendida entre los períodos 2018 – 2058 y los totales actualizados al año 2018 considerando una tasa de descuento del 8%.

El plan minero de largo plazo por período y la secuencia de explotación para el primer nivel (cota 1841) se incluyen en Anexo A y Anexo B respectivamente.

5.8 Factibilidad constructiva del diseño e interferencias en el Pilar Oeste

De la forma en que se encuentra planteado el diseño minero para la recuperación del Pilar Oeste y considerando las alternativas de planificación propuestas, es posible concluir que la construcción de la infraestructura y la preparación de nuevas áreas deberán coexistir con las labores propias de extracción de los macro bloques en producción. Si bien esto no implica que el desarrollo y construcción del nivel de producción para el pilar no sean factibles, sí hace de estas actividades trabajos sumamente complejos que requieren de una planificación muy depurada.

Lo anterior se puede ejemplificar en el Gráfico 8 donde se muestran las producciones del macro bloque S2 y la UBE del Pilar Oeste Sur2. En este caso particular, que es extrapolable al resto de los macro bloques, se observa que durante el quinto año (y último) de producción existe coexistencia en la producción.

Además, cada UBE del Pilar requiere el desarrollo y construcción de aproximadamente 25 puntos de extracción. Del programa de obras y cálculo de costos, elaborado por el PMCHS (Memoria de cálculo OPEX Preparación), se tiene que la velocidad promedio de construcción de puntos de extracción es de 3 por mes. Es decir, se requiere de al menos 9 meses para la construcción de los puntos de una UBE.

En conclusión se tiene que durante al menos dos años existirán interferencias debido a simultaneidad en la operación y/o construcción. Para el ejemplo del Gráfico 8 en los años 2024 y 2025 (4° y 5° año de operación del MB) se presentan interferencias por construcción y operación respectivamente.

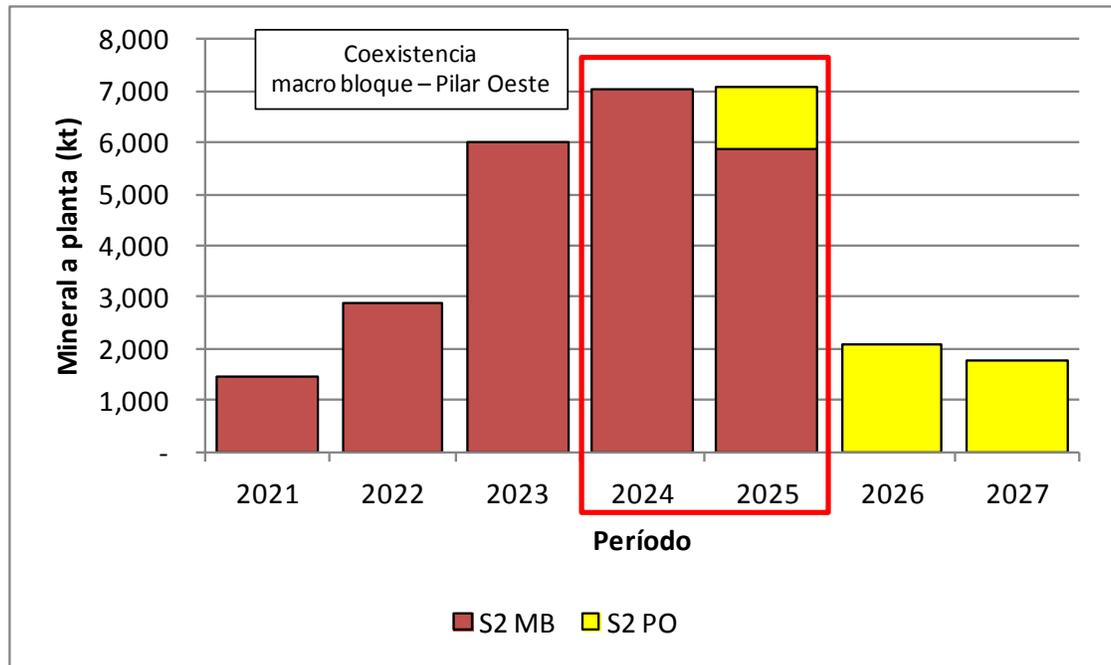


Gráfico 8: Ejemplo coexistencia macro bloque – Pilar Oeste (S2 – UBE Sur2)

La cuantificación de las interferencias producto de la simultaneidad de preparación minera en el pilar y extracción en el macro bloque, en términos de cómo se verán afectados los rendimientos de distintos equipos y por supuesto el cumplimiento del plan de producción, es en extremo difícil. La solución o herramienta para esto es simular mediante algún modelo o software ad-hoc las operaciones a llevar a cabo, considerando todas las características del diseño, equipos y comportamiento del macizo rocoso (en términos de fortificación requerida, potencial de colapsos, etc.).

Dado que el alcance de este trabajo no contempla el tema de las interferencias operacionales que afectarán a la construcción del proyecto Pilar Oeste, se considerará como supuesto, a modo de simplificar el problema, un factor correctivo a los componentes del costo de preparación.

6 EVALUACIÓN ECONÓMICA

6.1 Bases de la evaluación

En términos generales, para las distintas alternativas de planificación propuestas en el capítulo anterior, las principales modificaciones al caso base se perciben entre los períodos 2023 – 2034, tiempo durante el cual ocurre la eventual recuperación del Pilar Oeste, independiente del caso que se esté analizando.

A modo introductorio es necesario conocer las principales componentes del modelo de evaluación, que se divide a grandes rasgos en los *Capital Expenditures* (CAPEX) y los *Operational Expenditures* (OPEX).

$$CAPEX = Inv. Inicial + Inv. Diferidas$$

El CAPEX se compone básicamente de las inversiones iniciales, que son las que permiten la construcción y adquisición de todo lo necesario para la puesta en marcha de la operación, y de las inversiones diferidas ó *sustaining capital* que son las que permiten por ejemplo, aumentar la capacidad o reemplazar equipos que han cumplido con su vida útil.

El OPEX corresponde al costo operacional de la mina que es necesario cubrir para mantener la producción comprometida en el plan. En términos generales se compone del costo asociado a la producción mina y al costo asociado a la preparación minera.

Las inversiones asociadas a los distintos planes no sufren variación antes del inicio de la producción, es decir, la inversión inicial permanece constante al no haber ningún tipo de actividad en el Pilar Oeste antes del año 2020.

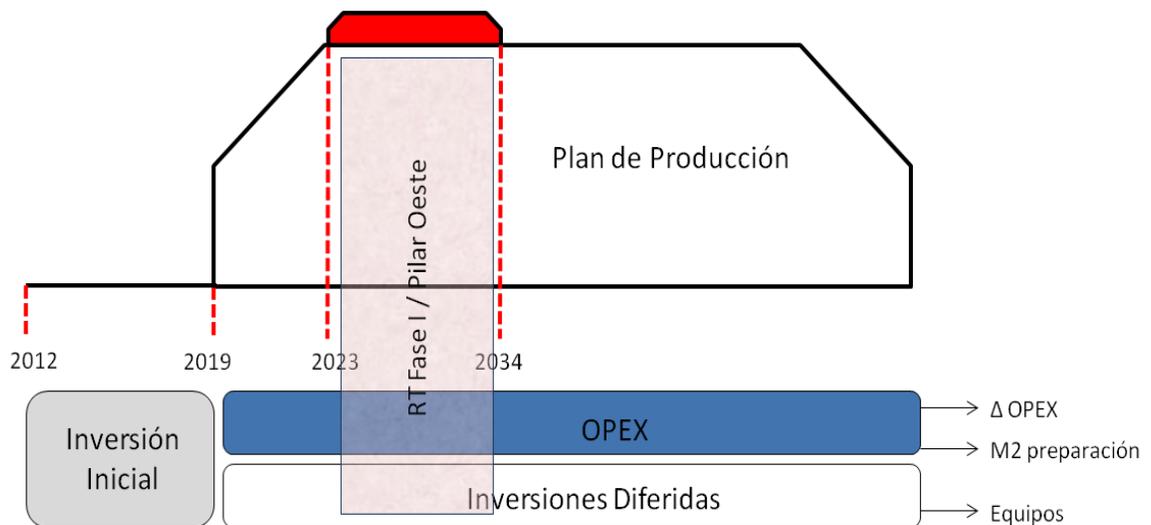


Figura 49: Bases de la evaluación económica

En cuanto al costo de operación, éste sí sufre modificaciones desde que comienza la preparación de las UBE correspondientes al Pilar Oeste, o bien desde el inicio de la incorporación del mineral proveniente de RT Fase I (2023), donde se deben considerar los costos de extracción del rajo.

La evaluación económica de las alternativas se lleva a cabo valorizando concentrados de cobre y molibdeno, sin tomar en consideración los cargos por fundición y refinación. Como las inversiones iniciales no presentan variación entre los distintos planes a evaluar, sólo se entrega un análisis marginal en lo que respecta a diferenciales de costos de operación y de costos de preparación, e inversiones diferidas correspondientes a aumentos en el parque operativo de equipos.

6.2 Parámetros económicos

Los planes mineros se evalúan calculando ingresos en base a un precio más probable o medio del cobre y suponiendo un precio fijo para el molibdeno, es decir, se tiene para cada alternativa tres valores distintos de VAN según si se tomó el precio inferior, medio o superior del metal. Los valores mostrados en la Tabla 24 corresponden a los publicados en la Orientaciones Comerciales (OO.CC) 2013 generadas por la Corporación. Otros parámetros económicos asociados al procesamiento de minerales se encuentran detallados en Anexo C.

Tabla 24: Parámetros económicos OO.CC

Parámetros OOCC (concentrado Chuqui)	Unidad	2018 - 2058
Precio inferior cobre	cUS\$/lb	227
Precio medio cobre	cUS\$/lb	275
Precio superior cobre	cUS\$/lb	327
Precio molibdeno	US\$/Kg	30
Muestreo concentrados	US\$/tms	0.6
Comisión venta cobre	US\$/tmfp	2
Transporte Chuqui - puerto Antofagasta	US\$/tmh	41,2
TC	US\$/tms	122
RC	cUS\$/lb	12,2

6.3 Costos de operación

Dentro de lo que constituye el ítem costos de operación, estos se separan principalmente en procesos de extracción y de preparación.

6.3.1 Costos de extracción

El costo de extracción considera las operaciones unitarias que contemplan el manejo del mineral desde el punto de extracción hasta las actuales instalaciones de la División Chuquicamata, los chancadores primarios (E4). Estas operaciones incluyen la extracción LHD, reducción, traspaso, chancado primario, transporte intermedio, transporte principal, ventilación, servicios mina, reparación minera y administración.

Esta componente del costo de operación se ve modificada al incluir las toneladas de mineral recuperadas desde Pilar Oeste, en menor o mayor medida según sea la alternativa de planificación que se encuentre en evaluación (Caso 1 o Caso 2).

Principales supuestos para la evaluación económica

- Para la evaluación económica de las alternativas de planificación planteadas se supondrá que todas las componentes del costo de operación mina permanecen constantes a excepción del costo de extracción LHD. En líneas generales, la extracción LHD se inicia en el nivel de producción e involucra las actividades de

carguío desde los puntos de extracción, transporte y descarga sobre las parrillas ubicadas en la parte superior de los piques, mediante equipos LHD semiautónomos. Al tener el diseño del Pilar Oeste dimensiones distintas a los macro bloques típicos (distancias, área activa) el rendimiento del LHD disminuye aumentando por ende el costo unitario de extracción.

- La reducción secundaria involucra la fragmentación de las colpas de mineral de gran tamaño en los puntos de extracción, mediante perforación, con jumbos de reducción secundaria y tronadura secundaria.
- Acorde con lo descrito en la caracterización geotécnica del Pilar Oeste, la calidad de la roca es de regular a mala y por tanto es predecible una granulometría promedio igual o más fina que la observada en macro bloques. Se asume entonces la reducción secundaria como un costo constante. Es decir, se utilizan las mismas curvas granulométricas y se supone una generación de sobretamaños igual a la establecida en los requerimientos del PMCHS, con similar requerimiento de equipos jumbo cachorreros.
- Algo similar ocurre con la reducción en parrilla utilizando martillo picadores móviles. Se asume que el requerimiento de estos equipos será el mismo que en el caso base por tanto no hay modificación en los costos.
- Respecto a los costos de traspaso, chancado, transporte y otros, el sistema procesa la misma cantidad de material (Caso 1) por tanto permanecen iguales al caso base. Cuando el sistema procesa un mayor tonelaje, como es en el Caso 2 donde se alcanzan hasta 155 ktpd, también hay un mayor gasto. Por tanto se supone que el costo unitario podría variar marginalmente (una variación muy pequeña). Sin embargo estas variaciones no son consideradas dado el análisis que se está realizando en el contexto de una ingeniería de perfil, y quedan propuestas para una etapa de ingeniería posterior.

6.3.2 Costos de preparación

El costo de preparación incluye los procesos de desarrollo y construcción de los niveles de hundimiento, producción, traspaso, chancado, transporte intermedio y ventilación secundaria. Además el desarrollo y construcción de las labores asociadas al sistema de transporte principal subterráneo y sistema de ventilación principal, preacondicionamiento y socavación del macizo rocoso, desarrollo de bateas o zanjas y administración mina.

En el capítulo de diseño minero se decidió planificar en función de lo expuesto en el Diseño 1. En el contexto de recuperar el Pilar Oeste desde el nivel de producción (1841) se habló de aprovechar infraestructura ya existente, como chimeneas de ventilación, sistema de traspaso (piques, parrillas) y el sistema de manejo de minerales. En consecuencia para este estudio solo es relevante como componente del costo de preparación la construcción de galerías de zanja y puntos de extracción (producción).

Se desglosan a continuación las componentes del costo de preparación para el caso base. Este corresponde a los costos de construcción y administración en la preparación y desarrollo de los macro bloques correspondientes al primer nivel de producción que el PMCHS contempla en su IB. Los valores mostrados guardan relación con el plan de producción del caso base presentado en el ANEXO A, donde se indican las áreas incorporadas por período. El valor total alcanza los 1.631 (US\$/m²).

Tabla 25: Desglose costo de preparación caso base

Item	Macro bloque
Costos construcción	US\$/m²
Hundimiento	304
Producción	590
Ventilación de inyección	19
Ventilación de extracción	21
Traspaso	89
Chancado	101
Transporte intermedio	26
Infraestructura general	27
Costo indirecto	321
Total construcción	1.498
Costos administración	US\$/m²
Contratista	21
Propia	36
Otros costos (suministros)	75
Total administración	133
Total preparación mina	1.631

La preparación de un macro bloque en el conjunto de sus actividades debe comenzar al menos cinco años antes de la entrada en producción del mismo. En la Tabla 26 se muestra la distribución característica del gasto, donde se observa que la mitad de las labores de preparación se desarrollan 3 años antes de iniciar la explotación de mineral.

Tabla 26: Distribución costo preparación caso base

Costo preparación	Unidad	Total	-5	-4	-3	-2	-1	0
Macro bloque	%	100%	3%	10%	50%	20%	10%	7%
	US\$/m ²	1.631	48,9	163,1	815,5	326,2	163,1	114,2

De igual modo, para la evaluación económica de los Casos 1 y 2, es necesario conocer el desglose del costo de preparación que tendrá el Pilar Oeste. Este costo tendrá la misma estructura y valores unitarios en ambas alternativas propuestas.

El costo de preparación para los Casos 1 y 2 considera labores sólo en el nivel de producción, correspondientes a la extensión de calles de producción y construcción de calles de zanja y bateas.

En la construcción del costo de preparación se asume que el gasto correspondiente a administración mina es el mismo que en el caso base. Lo mismo aplica para el costo indirecto, que representa gastos en materiales de construcción, oficinas y otros. Estas componentes se distribuyen proporcionalmente o prorratan a las otras componentes para calcular el nuevo costo de preparación. Esto debido a que el mismo staff y cuadrillas de trabajo del caso base son capaces de mantener las tasas de construcción requeridas.

Como se mencionó en relación a la factibilidad constructiva e interferencias, preparar el Pilar Oeste no es una tarea sencilla, por tanto el costo de preparación del nivel de producción se estima utilizando un factor de corrección o ajuste por interferencias conservador, de un 20%. Con esto, el costo de preparación asciende de los 818 (US\$/m²) a los 981 (US\$/m²).

Tabla 27: Desglose costos de preparación Caso 1 – Caso 2

Item	Macro bloque	Pilar Oeste (Prorrata de costo en macro bloques)	Pilar Oeste
Gastos construcción	US\$/m ²	US\$/m ²	US\$/m ²
Hundimiento	304	0	0
Producción	590	818	981 (*)
Ventilación de inyección	19	0	0
Ventilación de extracción	21	0	0
Traspaso	89	0	0
Chancado	101	0	0
Transporte intermedio	26	0	0
Infraestructura general	27	0	0
Costo indirecto	321	0	0
Total construcción (1)	1.498	818	981
Gastos administración	US\$/m ²	US\$/m ²	US\$/m ²
Contratista	21	0	0
Propia	36	0	0
Otros gastos (suministros)	75	0	0
Total administración (2)	133	0	0
Total preparación mina (1+2)	1.631	818	981

(*) Costo de producción con factor de ajuste 20% producto de interferencias en la construcción

Tabla 28: Distribución costos de preparación Caso 1 – Caso 2

Costo preparación	Unidad	Total	-5	-4	-3	-2	-1	0
Pilar Oeste	%	100%				40%	40%	20%
	US\$/m ²	981	0,0	0,0	0,0	392,5	392,5	196,3

En la Tabla 28 se muestra la distribución característica del gasto de preparación en el Pilar Oeste. Según se indicó en la sección 5.8, al menos el 60% de las labores de preparación estarán afectas a interferencias por coexistencia con operaciones de extracción en el macro bloque vecino.

Respecto al costo de preparación del nivel de hundimiento, en el Diseño 1 se propuso generar la socavación utilizando bateas altas; sin embargo, también se analiza el escenario que considera el desarrollo de un nivel de hundimiento para socavar el pilar, de modo de sensibilizar el valor del proyecto. Estos resultados se muestran más adelante en este estudio.

6.4 Inversiones diferidas

Las inversiones diferidas corresponden principalmente a aquellas adquisiciones necesarias para sostener los ritmos productivos de la mina y cumplir con las metas establecidas en la planificación minera. En el caso particular de la explotación del Pilar Oeste, se asume que el parque de equipos que tendrá modificaciones respecto al caso base son cargadores LHD y jumbos cachorreros.

Asociado a equipos LHD semiautónomos, la inversión consiste en la compra de nuevos equipos cuyo valor se estima en 1.573 KUS\$, atendiendo las necesidades de adquisición indicadas en el Anexo D, donde se indican las flotas de equipos para cada alternativa de planificación propuesta. Además se contempla inversión en infraestructura para la operación de los nuevos LHD. Respecto a los equipos la inversión considera montaje de barreras físicas, sensores de posicionamiento e instalación de red de comunicación y transferencia de datos.

La inversión en infraestructura para los LHD también considera componentes del Centro Integrado de Operaciones y Gestión (CIOG). El CIOG es un recinto, localizado en superficie, que concentrará todas las actividades relevantes de operación de la mina, permitiendo controlar, supervisar y gestionar cada una de las etapas del proceso de extracción, dentro de las cuales está la operación de los equipos LHD. Comandos remotos (sillones), hardware, software y equipamiento electrónico son las componentes que deben considerarse dentro de la inversión diferida de este ítem.

En el caso de estos los jumbos cachorreros, si bien se mencionó que en el costo de reducción no hay variación, se requiere invertir justamente para inducir que el costo marginal de fragmentar una mayor cantidad de sobretamaño sea despreciable.

6.5 Evaluación planes mineros

6.5.1 Evaluación caso base

Como resumen de la evaluación económica y estimación de costos del caso base, en lo que se refiere a Chuquicamata Subterránea, se presentan los valores para el gasto y costo unitario de operación mina (Tabla 29 - Costo de extracción promedio) y su respectiva distribución según operación unitaria.

El costo mina para la Mina Subterránea alcanza 5,49 (US\$/t). Además como se mencionó anteriormente, el caso base considera un vector de mineral proveniente desde RT Fase I (Gráfico 5). Se estima el costo mina de RT en 2,58 (US\$/t). Además,

para RT se considera un vector de inversión mina correspondiente al período 2023 – 2033.

Tabla 29: Gasto y costo promedio extracción mina caso base

Operación unitaria	Gasto (KUS\$)	Costo unitario (US\$/t)
Extracción LHD	1.180.618	0,67
Reducción	300.325	0,17
Traspaso	323.824	0,18
Chancado primario	1.088.232	0,62
Transporte intermedio	666.159	0,38
Transporte de nivel	344.056	0,20
Transporte principal	1.733.805	0,98
Ventilación	842.365	0,48
Servicios mina	320.300	0,18
Reparación áreas	468.781	0,27
Administración mina	480.045	0,27
Servicios de apoyo a la producción	1.904.802	1,08
Total por operación unitaria	9.653.313	5,49
Tonelaje (t)	1.759.444	

Entonces, conjugando la información anterior respecto al costo de extracción, costo de preparación, parámetros económicos (OO.CC 2013) y los parámetros de procesamiento (ANEXO C), se establecen para cada período a evaluar los gastos de extracción, gastos de preparación, gastos de procesamiento e ingresos, respectivamente. También considerando el plan de inversiones del caso base, se obtiene el CAPEX correspondiente. Con el desglose del costo mina aplicado al plan minero, se obtiene el vector de gasto en operaciones, OPEX.

Los resultados de la evaluación del caso base pueden observarse en la Tabla 30, donde se resumen los totales nominales (2013-2058) y totales actualizados al año 2013 considerando una tasa de descuento del 8%. Para cada una de las componentes de la evaluación se indican los totales para la Mina Chuquicamata Subterránea y RT Fase I, que son las minas que alimentan el plan del caso base.

Tabla 30: Resumen totales flujo de caja caso base

Caso Base			Total nominal (2013-2058)	Total actualizado al 2013 @ 8%
Gasto Extracción	Chuqui Subte	KUS\$	9.653.313	1.608.134
	RT Fase I	KUS\$	119.090	33.644
	Total	KUS\$	9.772.403	1.641.779
Gasto Preparación	Chuqui Subte	KUS\$	3.674.943	739.759
	RT Fase I	KUS\$	0	0
	Total	KUS\$	3.674.943	739.759
Gasto procesamiento	Chuqui Subte	KUS\$	14.785.086	2.395.765
	RT Fase I	KUS\$	347.314	98.180
	Total	KUS\$	15.132.400	2.493.945
OPEX	Chuqui Subte	KUS\$	28.113.342	4.743.658
	RT Fase I	KUS\$	466.404	131.825
	Total	KUS\$	28.579.746	4.875.483
CAPEX	Chuqui Subte	KUS\$	7.391.516	3.837.927
	RT Fase I	KUS\$	9.372	5.200
	Total	KUS\$	7.400.889	3.840.335
Ingresos	Chuqui Subte	KUS\$	71.640.879	13.311.091
	RT Fase I	KUS\$	1.134.424	327.047
	Total	KUS\$	72.775.303	13.638.139
Flujo	Total	KUS\$	36.794.669	-
VAN	Total	KUS\$	-	5.316.106
TIR		%	16,05	-

Un indicador relevante para la evaluación económica será el VAN, que para el caso base es de 5.316 MUS\$. Ante la variación de este valor es posible comparar los planes alternativos propuestos (Trade-off y aumento capacidad) versus el caso base.

A modo de resumir el comportamiento de los flujos que generan los resultados observados en la Tabla 30 se presenta el Gráfico 9. Se observa que los flujos comienzan a ser positivos a partir del tercer año de operación de la mina (2021). El período 2013 – 2020 corresponde a inversiones: obras tempranas, adquisición de equipos, infraestructura y desarrollo de unidades de explotación.

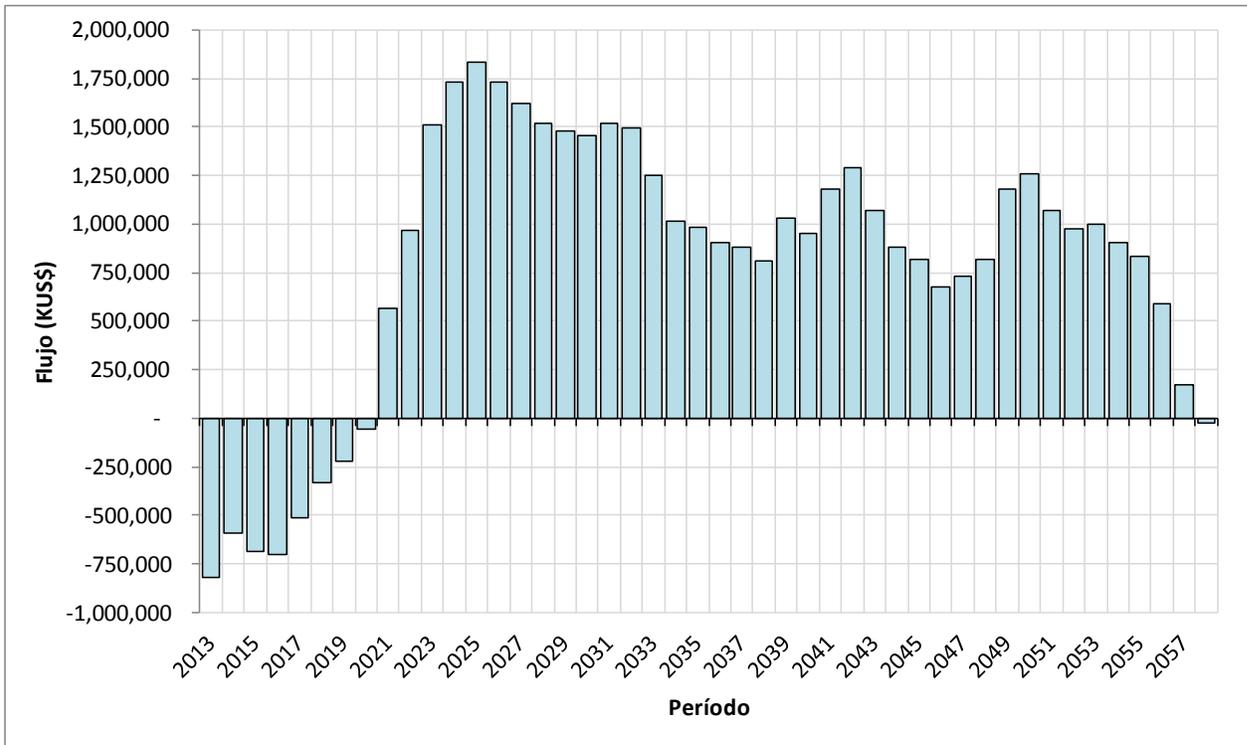


Gráfico 9: Flujos nominales - caso base

6.5.2 Evaluación Caso 1: Trade-off

Este caso, como se mencionó antes, incluye minerales de Chuquicamata Subterránea, Pilar Oeste y RT Fase I. En la extracción ocurren cambios debido a que disminuye el parque de equipos LHD para los macro bloques en períodos donde su producción cesa antes que en el caso base para intercambiar ese mineral por el integrado en el Pilar Oeste, lo que a su vez genera un perfil de adquisición de LHD para la operación en ese sector. Se considera la operación de dos LHD por UBE del Pilar Oeste lo que entrega una flota operativa con un peak de tres equipos LHD. (Detalle en Anexo D).

El aumento marginal del costo de extracción LHD en el Pilar Oeste se justifica en los parámetros y cálculos definidos en la Tabla 31 y en la Tabla 32.

Tabla 31: Costo operacional por hora LHD producción

LHD producción		
Operación	Unidad	Extracción
Modelo		9yd³, 14 ton
Vida útil	h	22.000
Vida útil	años	5,00
Cálculo costo por hora		
Costo unitario combustible	US\$/lt	0,61
Consumo combustible	lt/h	30,00
Combustible (Diesel)	US\$/h	18,30
Número neumáticos tipo 1	Unid	4,00
Costo neumático tipo 1 (juego)	US\$/unid	4.000,00
Vida útil neumático	h/unid	2.500,00
Neumáticos	US\$/h	6,40
Mantenimiento y reparación	US\$/h	69,25
Factor	%	100%
Mantenimiento y reparación	US\$/h	69,25
Mantenimiento SA	US\$/h	13,15
Costo horario de operación	US\$/h	107,10

Tabla 32: Cálculo costo extracción LHD Pilar Oeste – Caso 1: Trade-off

Parámetro	Unidades	Valor
Horas operativas	h	12.009
Costo operacional LHD Semi-Autónomo	US\$/h	107
Gasto LHD	US\$	1.286.197
Factor de reemplazo (turno 7x7)	-	4,5
Flota operativa LHD	unidad	1,8
Operadores	HT	1,0
Operadores diarios (con factor de reemplazo)	HD	5,0
Remuneración operador	US\$/año	60.000
Gasto mano de obra extracción	US\$	300.000
Factor mantención LHD's producción	HT/equipo	0,65
Mantenedores	HT	1,40
Mantenedores	HD	6,24
Horas mantención	HD	7
Gasto mantención	US\$	420.000
Gasto total extracción	US\$	2.006.197
Plan minero base seca	tpd	6.550
Plan minero base seca	tpa	2.279.400
Costo extracción LHD	US\$/t	0,88

Tabla 33: Gasto y costo promedio extracción mina Caso 1: Trade-off

Operación unitaria	Gasto CHS (KUS\$)	Costo unitario (US\$/t)	Gasto Pilar Oeste (KUS\$)	Costo unitario (US\$/t)	Gasto total
Extracción LHD	1.163.007	0,67	23.435	0,88	1.186.442
Reducción	295.939	0,17	4.570	0,17	300.510
Traspaso	318.949	0,18	4.928	0,18	323.877
Chancado primario	1.071.778	0,62	16.561	0,62	1.088.339
Transporte intermedio	656.692	0,38	10.138	0,38	666.830
Transporte de nivel	341.351	0,20	5.236	0,20	346.587
Transporte principal	1.707.550	0,99	26.386	0,99	1.733.936
Ventilación	832.159	0,48	12.819	0,48	844.978
Servicios mina	315.577	0,18	4.874	0,18	320.451
Reparación áreas	461.817	0,27	7.134	0,27	468.951
Administración mina	473.428	0,27	7.305	0,27	480.734
Servicios de apoyo a la producción	1.882.137	1,09	28.988	1,08	1.911.125
Total por operación unitaria	9.520.385	5,49	152.375	5,69	9.672.761
Tonelaje	1.732.668		26.776		1.759.444

Se observa que todas las componentes del costo mina, salvo la extracción LHD, permanecen constantes en su componente unitaria respecto al caso base. El costo de extracción LHD aumenta desde 0,67 a 0,88 (US\$/t). Por otro lado es interesante notar que el costo mina promedio de la operación en CHS permanece constante, ocurriendo los cambios en los gastos. Esto se debe a que CHS ahora procesa menor tonelaje y por tanto existe un menor gasto asociado a cada operación unitaria.

El aumento en el costo de extracción en el Pilar Oeste es de un 3,7% elevándose a los 5,69 (US\$/t), producto exclusivamente del aumento en el costo de extracción LHD.

Para evaluar este caso es conveniente centrarse en el período donde se encuentra en explotación el Pilar Oeste, que es entre los años 2023 y 2034. En consecuencia, la Tabla 34 entrega las componentes del flujo de caja: gastos, inversiones, costos de operación e ingresos; con sus respectivos diferenciales indicados en MUS\$. Esta información permitirá entender de mejor forma el origen de las variaciones del Caso 1 versus el caso base.

Tabla 34: Flujo de caja Caso 1: Trade-off. Diferenciales versus caso base período 2023-2034

Período	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034
Gasto extracción												
Caso base (MUS\$)	216,6	220,3	251,7	249,0	257,7	260,7	268,2	257,8	268,4	272,1	259,0	276,0
Caso 1 (MUS\$)	216,5 -0,1	220,3 0,0	252,1 0,4	249,2 0,2	257,5 -0,2	260,4 -0,2	267,8 -0,4	257,4 -0,5	268,6 0,1	272,2 0,0	258,8 -0,1	276,0 0,0
Gasto preparación												
Caso base (MUS\$)	111,6	109,9	101,1	110,2	85,8	81,7	108,2	103,0	112,4	108,3	104,8	104,9
Caso 1 (MUS\$)	119,3 7,8	114,6 4,7	107,7 6,6	118,9 8,7	96,6 10,8	92,2 10,5	114,4 6,3	112,9 9,9	123,9 11,5	115,8 7,5	106,5 1,8	104,9 0,0
OPEX												
Caso base (MUS\$)	647,4	685,5	752,4	775,9	760,4	784,0	823,5	800,4	834,1	830,2	802,2	814,1
Caso 1 (MUS\$)	655,1 7,6	690,2 4,7	759,4 7,0	784,7 8,8	771,0 10,6	794,3 10,3	829,4 5,9	809,8 9,5	845,7 11,6	837,8 7,6	803,8 1,7	814,1 0,0
CAPEX												
Caso base (MUS\$)	68,2	63,5	95,0	113,1	150,7	114,8	70,7	83,8	87,7	73,5	91,5	129,0
Caso 1 (MUS\$)	71,8 3,6	61,7 -1,8	93,1 -1,8	112,0 -1,1	151,1 0,4	128,2 13,4	67,3 -3,4	78,5 -5,3	87,0 -0,7	75,7 2,3	102,3 10,9	121,8 -7,2
Ingresos												
Caso base (MUS\$)	2.225	2.481	2.686	2.620	2.530	2.416	2.378	2.342	2.443	2.401	2.148	1.961
Caso 1 (MUS\$)	2.201 -24,3	2.460 -21,9	2.686 0,0	2.593 -27,2	2.554 23,9	2.452 35,9	2.394 16,1	2.392 50,8	2.464 21,6	2.431 29,9	2.156 7,1	1.959 -2,2
Flujos												
Caso base (MUS\$)	1.509	1.732	1.838	1.731	1.619	1.517	1.484	1.457	1.521	1.497	1.255	1.018
Caso 1 (MUS\$)	1.475 -34,3	1.708 -24,0	1.834 -4,0	1.698 -33,4	1.633 14,7	1.531 14,0	1.498 14,6	1.506 48,3	1.533 12,6	1.519 21,3	1.250 -5,1	1.023 5,0

Tabla 35: Cuadro comparativo caso base versus Caso 1 – diferenciales a valor actual

Comparativo caso base – Caso 1			Caso base - Total actualizado	Caso 1 - Total actualizado	Diferencial actualizado
Gasto Extracción	Chuqui Subte	KUS\$	1.608.134	1.569.497	-38.638
	Pilar Oeste	KUS\$	0	38.447	38.447
	RT Fase I	KUS\$	33.644	33.644	0
	Total	KUS\$	1.641.779	1.641.588	-191
Gasto Preparación	Chuqui Subte	KUS\$	739.759	740.337	578
	Pilar Oeste	KUS\$	0	32.267	32.267
	RT Fase I	KUS\$	0	0	0
	Total	KUS\$	739.759	772.605	32.845
Gasto procesamiento	Chuqui Subte	KUS\$	2.395.765	2.334.545	-61.220
	Pilar Oeste	KUS\$	0	61.220	61.220
	RT Fase I	KUS\$	98.180	98.180	0
	Total	KUS\$	2.493.945	2.493.945	0
OPEX	Chuqui Subte	KUS\$	4.743.658	4.644.379	-99.280
	Pilar Oeste	KUS\$	0	131.934	131.934
	RT Fase I	KUS\$	131.825	131.825	0
	Total	KUS\$	4.875.483	4.908.138	32.654
CAPEX	Chuqui Subte	KUS\$	3.837.927	3.838.341	414
	Pilar Oeste	KUS\$	0	7.637	7.637
	RT Fase I	KUS\$	5.200	5.200	0
	Total	KUS\$	3.840.335	3.848.387	8.051
Ingresos	Chuqui Subte	KUS\$	13.311.091	12.944.077	-367.014
	Pilar Oeste	KUS\$	0	399.864	399.864
	RT Fase I	KUS\$	327.047	327.047	0
	Total	KUS\$	13.638.139	13.670.989	32.850
VAN	Total	KUS\$	5.316.106	5.307.622	-8.484
TIR	Total	%	16,05	16,02	-0,2

En la Tabla 35 es posible observar un resumen de las componentes del flujo de caja del Caso 1, con sus respectivos totales actualizados al año 2013 a una tasa de descuento del 8%. Se comparan los resultados con aquellos obtenidos en el caso base e indicados anteriormente en la Tabla 30.

Los ingresos marginales alcanzan los 32,9 MUS\$. Se observa que si bien los ingresos correspondientes a Chuquicamata Subterránea disminuyen, el aumento de ley de Cu enviada a planta producto de la extracción en el Pilar Oeste, compensa y supera dicha pérdida aumentando así los ingresos totales a valor actual del plan.

Sin embargo, este aumento en los ingresos es absorbido por el aumento en los gastos de preparación, que aumentan debido a que deben construirse calles de zanja y puntos de extracción para la explotación del Pilar Oeste. Además considera el factor correctivo de 20% debido a interferencias, antes indicado en la Tabla 27.

Relativo a los ingresos está también la disminución en la ley media de Mo en el Pilar Oeste, que baja desde 512 ppm hasta 279 ppm (Tabla 20). En término de finos de Mo, implica una disminución de 1% en el total respecto al caso base (Tabla 21).

Otra variación significativa la entrega el OPEX, con una variación marginal de 32,7 MUS\$. Este aumento es principal consecuencia del alza en el costo de extracción LHD, al operar estos equipos en el Pilar Oeste a un costo unitario mayor.

Se observa también el efecto de las inversiones diferidas necesarias para explotar el Pilar Oeste. Éstas alcanzan los 8,1 MUS\$, correspondientes a adquisición de equipos e infraestructura.

En resumen, el ingreso marginal obtenido por recuperar reservas de alta ley se ve anulado principalmente por los gastos de preparación y OPEX. Esto se refleja finalmente en los flujos descontados, que entregan un VAN de 5.307 MUS\$. Esta cifra representa una disminución respecto al caso base en cerca de 8,5 MUS\$ (0,15% de pérdida de valor del proyecto).

6.5.3 Evaluación Caso 2: Aumento capacidad

Como se mencionó en la sección 5.7, el Pilar Oeste en este caso es explotado en toda su extensión. Además esta alternativa no considera mineral proveniente de RT Fase I.

En términos de los costos de operación, los principales cambios ocurren debido a que aumenta el parque de equipos LHD operativos, dado que se requiere aumentar la capacidad de la mina. Considerando la operación de dos y hasta tres LHD por UBE del Pilar Oeste, se tiene una flota operativa que alcanza un peak máximo de cinco equipos operando (Detalle en Anexo D). Esto supone además de la inversión en nuevos equipos LHD, un aumento en el costo de extracción LHD.

El aumento marginal del costo de extracción LHD en el Pilar Oeste se justifica en los cálculos definidos en la Tabla 36.

Los costos operacionales del equipo LHD se asume es el mismo que el utilizado en el caso base y Caso 1, cuyos parámetros se encuentran desglosados en la Tabla 31.

Tabla 36: Cálculo costo extracción LHD Pilar Oeste – Caso 2: Aumento capacidad

Parámetro	Unidades	Valor
Horas operativas	h	22.170
Costo operacional LHD Semi-Autónomo	US\$/h	107
Gasto LHD	US\$	2.374.517
Factor de reemplazo (turno 7x7)	-	4,5
Flota operativa LHD	unidad	3,4
Operadores	HT	2,0
Operadores diarios (con factor de reemplazo)	HD	9,0
Remuneración operador	US\$/año	60.000
Gasto mano de obra	US\$	540.000
Factor mantención LHD's producción	HT/equipo	0,65
Mantenedores	HT	2,59
Mantenedores	HD	11,56
Horas mantención	HD	12
Gasto mantención	US\$	720.000
Gasto total extracción	US\$	3.634.517
Plan minero base seca	tpd	12.000
Plan minero base seca	tpa	4.176.000
Costo extracción LHD	US\$/t	0,87

Tabla 37: Gasto y costo promedio extracción mina Caso 2: Aumento capacidad

Operación unitaria	Gasto CHS (KUS\$)	Costo unitario (US\$/t)	Gasto Pilar Oeste (KUS\$)	Costo unitario (US\$/t)	Gasto total (KUS\$)
Extracción LHD	1.180.618	0,67	40.290	0,87	1.220.909
Reducción	300.325	0,17	7.678	0,17	308.003
Traspaso	323.824	0,18	8.278	0,18	332.102
Chancado primario	1.088.232	0,62	27.820	0,60	1.116.052
Transporte intermedio	666.159	0,38	17.030	0,37	683.189
Transporte de nivel	344.056	0,20	8.796	0,19	352.851
Transporte principal	1.733.805	0,99	44.323	0,96	1.778.128
Ventilación	842.365	0,48	21.534	0,47	863.900
Servicios mina	320.300	0,18	8.188	0,18	328.488
Reparación áreas	468.781	0,27	11.984	0,26	480.765
Administración mina	480.045	0,27	12.272	0,27	492.317
Servicios de apoyo a la producción	1.904.802	1,08	48.695	1,05	1.953.496
Total por operación unitaria	9.653.313	5,49	256.888	5,57	9.910.201
Tonelaje (t)	1.759.444		46.159		1.805.602

De la Tabla 37 se tiene que para CHS el costo de extracción, para cada una de sus operaciones unitarias permanece igual al caso base.

No ocurre lo mismo en el Pilar Oeste, donde la principal variación ocurre en el costo de extracción LHD, que aumenta desde 0,67 a 0,87 (US\$/t). Se observa que otras

componentes del costo disminuyen marginalmente. Esto debido que al aumentar la capacidad de la mina hasta las 155 ktpd, operaciones del sistema de manejo de minerales principalmente resultan más eficientes al acercarse a sus capacidad máxima de diseño de 160 ktpd. Ejemplos son el transporte principal y los servicios de apoyo a la producción, que disminuyen 3 cUS\$. Sin embargo y como se mencionó en los supuestos para el costo de extracción en el marco de la evaluación económica, estas variaciones marginales no son considerables para efectos de este estudio

Al igual que en el Caso 1, para la entender las variaciones frente al caso base, es conveniente centrarse en el período 2023 – 2034.

Tabla 38: Flujo de caja Caso 2: Aumento capacidad. Diferenciales versus caso base período 2023-2034

Período	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034
Gasto extracción												
Caso base	216,6	220,3	251,7	249,0	257,7	260,7	268,2	257,8	268,4	272,1	259,0	276,0
Caso 2	223,7 7,1	225,3 5,0	258,4 6,7	258,3 9,3	268,0 10,2	271,2 10,6	280,1 11,9	267,3 9,5	280,9 12,5	283,6 11,4	266,8 7,8	283,8 7,9
Gasto preparación												
Caso base	111,6	109,9	101,1	110,2	85,8	81,7	108,2	103,0	112,4	108,3	104,8	104,9
Caso 2	123,0 11,4	122,1 12,2	113,6 12,5	124,6 14,3	99,7 14,0	97,8 16,1	122,5 14,3	118,6 15,7	129,5 17,1	119,6 11,3	108,6 3,8	104,9 0,0
OPEX												
Caso base	647,4	685,5	752,4	775,9	760,4	784,0	823,5	800,4	834,1	830,2	802,2	814,1
Caso 2	666,0 18,5	702,7 17,2	771,6 19,2	799,5 23,6	784,6 24,2	813,4 29,3	852,5 29,0	827,8 27,4	867,3 33,2	856,3 26,1	816,2 14,1	824,0 9,9
CAPEX												
Caso base	68,2	63,5	95,0	113,1	150,7	114,8	70,7	83,8	87,7	73,5	91,5	129,0
Caso 2	68,1 -0,1	66,3 2,8	96,8 1,8	117,2 4,1	156,7 6,0	112,5 -2,3	69,3 -1,4	92,0 8,2	82,8 -4,9	75,5 2,0	91,2 -0,3	129,0 0,0
Ingresos												
Caso base	2.225	2.481	2.686	2.620	2.530	2.416	2.378	2.342	2.443	2.401	2.148	1.961
Caso 2	2.260 35,1	2.508 27,0	2.737 51,9	2.702 81,1	2.639 109,4	2.522 105,9	2.434 56,5	2.375 33,6	2.558 115,6	2.505 103,4	2.218 69,9	2.003 42,1
Flujos												
Caso base	1.509	1.732	1.838	1.731	1.619	1.517	1.484	1.458	1.521	1.497	1.255	1.018
Caso 2	1.523 13,8	1.736 4,0	1.866 27,7	1.781 49,8	1.694 75,7	1.592 74,9	1.509 25,3	1.451 -5,9	1.604 83,1	1.570 72,4	1.310 55,1	1.050 32,2

Tabla 39: Cuadro comparativo caso base versus Caso 2 – diferenciales a valor actual

Comparativo caso base – Caso 2			Caso base - Total actualizado	Caso 2 - Total actualizado	Diferencial actualizado
Gasto Extracción	Chuqui Subte	KUS\$	1.608.134	1.608.134	0
	Pilar Oeste	KUS\$	0	64.507	64.507
	RT Fase I	KUS\$	33.644	0	-33.644
	Total	KUS\$	1.641.779	1.672.641	30.863
Gasto Preparación	Chuqui Subte	KUS\$	739.759	739.759	0
	Pilar Oeste	KUS\$	0	49.362	49.362
	RT Fase I	KUS\$	0	0	0
	Total	KUS\$	739.759	789.122	49.362
Gasto procesamiento	Chuqui Subte	KUS\$	2.395.765	2.395.765	0
	Pilar Oeste	KUS\$	0	102.730	102.730
	RT Fase I	KUS\$	98.180	0	-98.180
	Total	KUS\$	2.493.945	2.498.494	4.549
OPEX	Chuqui Subte	KUS\$	4.743.658	4.743.658	0
	Pilar Oeste	KUS\$	0	216.599	216.599
	RT Fase I	KUS\$	131.825	0	-131.825
	Total	KUS\$	4.875.483	4.960.257	84.774
CAPEX	Chuqui Subte	KUS\$	3.837.927	3.837.927	0
	Pilar Oeste	KUS\$	0	11.252	11.252
	RT Fase I	KUS\$	5.200	0	-5.200
	Total	KUS\$	3.840.335	3.849.178	8.843
Ingresos	Chuqui Subte	KUS\$	13.311.091	13.311.091	0
	Pilar Oeste	KUS\$	0	559.224	559.224
	RT Fase I	KUS\$	327.047	0	-327.047
	Total	KUS\$	13.638.139	13.870.315	232.177
VAN	Total	KUS\$	5.316.106	5.465.750	160.850
TIR	Total	%	16,05	16,21	0,16

En la Tabla 39 se presenta la comparación de resultados de la evaluación del Caso 2 con la del caso base. Se resume para cada componente del flujo de caja, los resultados actualizados al año 2013.

En las columnas de los diferenciales actualizados se observa que los aumentos más importantes están en el gasto en preparación y OPEX, con variaciones de 49,3 MUS\$ y 84,7 MUS\$ respectivamente. Esto hace sentido, pues para el primero se están preparando cerca de 160.000 m² adicionales, correspondientes al Pilar Oeste en toda su extensión (16 UBE's). El OPEX debe aumentar pues ahora la mina está moviendo hasta un peak de 155 ktpd, lo que genera un mayor gasto en todas las operaciones unitarias asociadas.

El efecto de producir a un mayor ritmo también repercute en el gasto en extracción, incrementándose en 30,8 MUS\$ este ítem. El aumento del costo de extracción LHD genera también un aumento en el gasto al subir en cerca de 0,2 (US\$/t) como se mencionó anteriormente.

Respecto al gasto de procesamiento, existe un aumento debido a que el costo de procesar una tonelada de mineral proveniente de RT Fase I es distinto al de procesar una proveniente de CHS. Esta diferencia en el costo radica en que al ser material con distintas propiedades mineralógicas, los procesos que deben aplicarse para la recuperación del cobre son distintos, precisamente en la tostación o no tostación de concentrados. El detalle de la variación de costos de procesamiento se encuentra en el ANEXO C.

Sin embargo el cambio más significativo se ve en el diferencial de ingresos, que alcanza los 232,1 MUS\$. El aumento del tonelaje que se envía a planta y las buenas leyes existentes en el Pilar Oeste generan esta variación, que es la que el Caso 2 presente una mejora en el VAN respecto al caso base.

6.5.4 Sensibilidad de los resultados al costo de preparación del Pilar Oeste

El riesgo geomecánico que supone emplazar galerías de hundimiento o cualquier otra excavación por sobre la cota 1841 del Pilar Oeste fueron abordadas anteriormente en este estudio, cuando se discutieron las consideraciones del diseño minero y las dos alternativas (Diseño 1, Diseño 2), con sus respectivas ventajas y desventajas.

Pese a lo anterior, disponer de un nivel de hundimiento supone una posibilidad para el Diseño 1, a aplicar en el Pilar Oeste.

Además, como se observó en las evaluaciones de los Casos 1 y 2, los resultados son sensibles al costo de preparación y el factor correctivo por interferencias, aplicado arbitrariamente respetando los supuestos explicados en los capítulos 5.8 y 6.3.2.

Tabla 40: Sensibilidad del VAN al costo de preparación. Diferenciales versus caso base

Factor correctivo costo de preparación	Caso 1: Trade-off		Caso 2: Aumento capacidad	
	Batea alta	Galería hdto.	Batea alta	Galería hdto.
%	VAN (MUS\$)	VAN (MUS\$)	VAN (MUS\$)	VAN (MUS\$)
80	3,13	-8,84	178,62	160,31
90	0,23	-13,24	174,18	153,58
100	-2,68	-17,64	169,74	146,85
110	-5,58	-22,04	165,29	140,12
120	-8,48	-26,44	160,85	133,39

De la Tabla 40 se desprende que ante variaciones del 10% en el costo de preparación, analizando de forma separada los casos en los que se considera el desarrollo de bateas altas y el desarrollo de galerías de hundimiento, el VAN presenta variaciones marginales distintas, siendo la más sensible al costo de preparación la alternativa de aumentar la capacidad (Caso 2) considerando el desarrollo de un nivel de hundimiento, agregando o restando 6,8 MUS\$ al proyecto en sus escenario base.

Como se asumió un factor correctivo de 20% para la evaluación de los Casos 1 y 2, al considerar el gasto en preparación del nivel de hundimiento, el desglose del costo de preparación se estructura como sigue (Tabla 41):

Tabla 41: Desglose costos de preparación Caso 1 – Caso 2 con nivel de hundimiento

Item	Macro bloque	Pilar Oeste (Prorrata de costo en macro bloques)	Pilar Oeste
	US\$/m ²	US\$/m ²	US\$/m ²
Gastos construcción			
Hundimiento	304	421	506 (*)
Producción	590	818	981 (*)
Ventilación de inyección	19	0	0
Ventilación de extracción	21	0	0
Traspaso	89	0	0
Chancado	101	0	0
Transporte intermedio	26	0	0
Infraestructura general	27	0	0
Costo indirecto	321	0	0
Total construcción (1)	1.498	1.239	1.487
Gastos administración			
Contratista	21	0	0
Propia	36	0	0
Otros gastos (suministros)	75	0	0
Total administración (2)	133	0	0
Total preparación mina (1+2)	1.631	1.239	1.487

(*) Costo de producción con factor de ajuste 20% producto de interferencias en la construcción

En la Tabla 40 se observa que para el factor de 20% de aumento en el costo de preparación, en las componentes de hundimiento y producción el valor disminuye en 18 MUS\$ y 27,5 MUS\$ para los Casos 1 y 2 respectivamente.

Esto quiere decir que el Caso 1 genera aún más pérdidas al incluir un nivel de hundimiento. El Caso 2 en tanto, si bien disminuye su valor en mayor magnitud debido a que debe preparar una mayor área (se recupera el Pilar Oeste en toda su extensión), sigue entregando un beneficio positivo.

6.5.5 Resumen evaluación económica

Los resultados mencionados para cada uno de los planes mineros alternativos al caso base se resumen en la siguiente tabla:

Tabla 42: Resumen evaluación económica caso batea alta

Plan minero	VAN (KUS\$)	Aporte al VAN (KUS\$)	Aporte al VAN (%)
Caso base	5.316.106	-	-
Caso 1: Trade-off	5.307.622	-8.484	-0,16 %
Caso 2: Aumento capacidad	5.465.750	160.850	2,81 %

En primer lugar, se aprecia que solo el Caso 2 genera valor respecto al escenario base. Esto implica que ante la decisión de optar por el Caso 1 o por el Caso 2, el único que seguiría en competencia sería éste último.

Respecto al Caso 1, se establece un empate técnico al ser la variación en VAN menor al 1%. Sin embargo ante igualdad de valor que entregan ambos proyectos, prevalece el caso base al representar menores inversiones y por tanto un menor riesgo financiero.

Respecto al Caso 2, si bien presenta una generación de valor cercana al 3 %, no es un proyecto interesante desde el punto de vista del negocio minero al existir otras opciones de crear valor, a una menor inversión, menor riesgo y en menos tiempo. Por lo tanto se proyecta la eventual materialización del Caso 2 sólo como un proyecto de recuperación marginal de reservas mineras, que tiene el potencial de adicionar 160 MUS\$.

7 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Respondiendo al objetivo principal de este estudio, de las alternativas de planificación y su respectiva evaluación económica, se concluye que la que agrega un mayor valor respecto al caso base es la de aumentar la capacidad de la mina subterránea hasta alcanzar 155 ktpd (Caso 2), agregando al régimen base de 140 ktpd mineral extraído desde el Pilar Oeste a ritmos máximos de 15 ktpd. Este incremento en la cantidad de mineral enviado a planta implica un aumento en 160,9 MUS\$ versus el VAN del caso base del proyecto. Por el contrario, la alternativa propuesta en el Caso 1, que reemplaza reservas en macro bloques por mineral de mejor ley proveniente del Pilar Oeste, resta valor al caso base generando una pérdida de 8,5 MUS\$.

En relación a estos resultados, debe entonces definirse en qué escenario estratégico, en términos del negocio minero de la Corporación, se inserta la materialización de la recuperación de reservas del Pilar Oeste. Si se plantea a nivel de cifras macro, para una mina de la envergadura de Chuquicamata Subterránea, la inversión, tiempo, mano de obra y riesgos asociados, este estudio no resulta tanto más atractivo que otras alternativas de mejoramiento de la rentabilidad del proyecto. En ese sentido, debe considerarse el ahondar en el desarrollo del Caso 2 como un proyecto de recuperación de reservas marginales que tiene el potencial de aportar unos 160 MUS\$ no contemplados. Por tanto, se propone este caso como una alternativa interesante de ser estudiada con mayor detalle y no como un cambio al escenario base.

Es interesante mencionar respecto al resultado desfavorable obtenido en el Caso 1, que éste se interpreta como un empate técnico. Siendo las diferencias de valor entre ambos escenarios de planificación mínimas para las cifras de VAN que maneja el PMCHS, el empate tiene su explicación en el resumen de los flujos actualizados para cada una de las componentes de la evaluación: gastos, inversiones e ingresos (Tabla 35). El ingreso marginal que genera reemplazar 26,8 Mton de ley 0,60% Cu, por la misma cantidad de material de ley de 1,08% Cu, se ve anulado por el incremento en los costos de extracción y en el gasto adicional requerido para la preparación del nivel de producción del Pilar Oeste. Con todo esto, se concluye que el Caso 1 no genera valor y si materialización constituye un riesgo en términos financieros y técnicos.

La factibilidad constructiva e interferencias en la construcción del diseño propuesto son fuentes de incertidumbre e imprecisiones, que establecen el costo de preparación como una variable sensible. En la misma línea, la coexistencia macro bloque – Pilar Oeste es abordada en este estudio de manera conceptual, identificando los efectos causados más no cuantificándolos. Se utiliza en consecuencia un factor correctivo de 20% que recarga al costo de preparación las interferencias en la construcción.

Los planes de producción generados fueron construidos en forma manual y no de manera optimizada, por tanto, es posible mejorar los indicadores económicos utilizando por ejemplo una planificación más refinada asignado cuotas de extracción punto a punto, es decir, construyendo un plan de corto plazo para la explotación del Pilar Oeste.

Con relación a la fenomenología de flujo y factibilidad técnica de recuperar el Pilar Oeste se asumen supuestos que condicionan los resultados obtenidos del modelo de dilución y del cálculo de recursos extraíbles. Sin embargo, estos resultados tienen su respaldo en los estudios presentados, que establecen existe la factibilidad técnica de recuperar los recursos contenidos en el Pilar Oeste. El supuesto más fuerte, guarda relación con el modelo de dilución utilizado (Laubscher) que considera solo mezclamiento vertical e ignora los aportes laterales de material diluyente que pudiesen existir.

Sobre el diseño minero seleccionado para la evaluación, se concluye que éste cumple en términos de factibilidad constructiva – operativa, no obstante, es susceptible a mejoras o nuevas alternativas dependiendo de las necesidades del proyecto en general. Singularidades e irregularidades descritas en el Diseño 1 producto de labores e infraestructura preexistente pueden ser subsanadas acorde con las necesidades del proyecto. Por ejemplo pueden reubicarse estocadas de maniobras, subestaciones eléctricas, desarrollar galerías de ventilación más anchas, entre otras medidas.

Finalmente, en vista de los resultados obtenidos para la evaluación en el primer nivel, la información recopilada y diseños propuestos pudiesen ser de mucha utilidad para plantear proyectos de recuperación del Pilar Oeste en los niveles de producción inferiores de la mina. Si se considera que las leyes medias de Cu y Mo descienden a medida la mina se hace más profunda, la presencia de material de alta ley en el Pilar Oeste también en esas cotas supone una oportunidad interesante para evaluar un proyecto de recuperación en profundidad. Esto último, con la ventaja de ya conocer el comportamiento del macizo y de la operación minera en una configuración de macro bloques gracias a la experiencia otorgada durante los primeros años de la mina en el primer nivel.

8 BIBLIOGRAFÍA

Brannon, Charles, Gordon Carlson, y Timothy Casten. *Block Caving*. Vol. 13.10, de *SME Mining Engineering Handbook*, de Metallurgy, And Exploration, Inc. Society For Mining, editado por Peter Darling. 2011.

Bravo, Claudio. «Recuperación de Reservas Colapsadas en Minas Panel Caving.» Memoria de Título, Universidad de Chile, 2010.

Calderón, Jorge. «Desarrollo de una Herramienta para Planificación de Largo Plazo en Block/Panel Caving.» Memoria de Título, Universidad de Chile, Santiago, 2011.

Castro, Raúl, y Enrique Rubio. «Efectos de los Mecanismos de Dilución en la Estimación de Reservas de la Mina Chuquicamata Subterránea.» Informe Técnico, Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, Santiago, 2008.

Caving LTDA. «Análisis de Explotación por Sublevel Caving.» Informe Técnico, Santiago, 2006.

Coates, D.F. *Rock Mechanics Principles*. Vol. Monograph 874. Ottawa: CANMET, 1981.

Codelco Norte - Superintendencia de Geotecnia. «Caracterización Geotécnica Estructural Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea. Delineamiento para Ingeniería Básica.» Informe Técnico, 2009.

Codelco VP - PMCHS. «Análisis de la Capacidad Productiva del Plan de Producción de Ingeniería Básica.» Informe Técnico, 2012.

Codelco VP - PMCHS. «Criterios del Plan de Producción.» Informe Técnico, Santiago, 2011.

Codelco VP - PMCHS. «Criterios Geomecánicos Para el Dimensionamiento de Macro Bloques PMCHS.» Informe Técnico, 2010.

Codelco VP - PMCHS. «Integración de Reservas Ingeniería Básica.» Informe Técnico, 2011.

Codelco VP - PMCHS. «Requerimientos Plan de Producción Ingeniería Básica.» Informe Técnico, 2012.

Diaz, G, y P Tobar. «Panel Caving Experiences and Macrotrench (Macrozanja) - An alternative Exploitation Method at the El Teniente Mine, Codelco-Chile.» *MassMin Proceedings*. Brisbane, Australia, 2000.

Flores, Germán. «Rock Mass Response to the transition from open pit to underground.» PhD Thesis, University of Queensland, Brisbane, Australia, 2005.

Geomecánica LTDA. «Aplicación del Simulador ALCODER para Análisis de Mecanismo de Falla Pared Oeste y Propagación del Caving.» Informe Técnico, Santiago.

Geomecánica LTDA. «Estimación de Propagación del Caving para el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS).» Informe Técnico, Santiago, 2012.

HATCH. «Análisis Geomecánico Optimización del Espesor del Rib Pillar.» Informe Técnico, 2011.

HATCH. «Criterios y Parámetros de Subsistencia.» Informe Técnico, Santiago, 2011.

HATCH. «Plan de Instrumentación Geomecánica Unidad de Explotación Nivel 1.» Informe Técnico, 2012.

Hustrulid, William, y Rudolf Kvapil. «Sublevel caving - past and future.» *MassMin Proceedings*. Lulea, Sweden, 2008.

INGEROC. «Modo de Falla de la Pared Oeste.» Informe Técnico, Santiago, Chile, 2008.

Itasca & SRK. «Complementary Geotechnical Studies for Conceptual Design of an Underground Mine at Chuquicamata".» Informe Técnico, 2006.

Itasca. «Chuquicamata Underground Project, Geotechnical Update.» Informe Técnico, 2009.

Laubscher, Dennis. *Block Caving Manual*. Brisbane, 2000.

Lorig, Loren, Linda Hannweg, Gert Van Hout, y Alan Guest. «Koffiefontein mine front cave - Case History.» *MassMin Proceedings*. Santiago, Chile, 2004.

Munro, D. «Inclined Caving as a massive mining method.» *The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 2010.

Ovalle, Alfonso. «Mass Caving Maximum Production Capacity.» *MassMin Proceedings*. Sudbury, Canada, 2012.

Power, Gavin. «Full scale SLC draw trials at Ridgeway Gold Mine.» *MassMin Proceedings*. Santiago, Chile, 2004.

Rivero, Victor. «Evaluación Geomecánica de Estrategias de Socavación en Minería Subterránea.» Memoria de Título, Universidad de Chile, Santiago, 2008.

Santibañez, Javier. «Efecto del Tiraje en la Definición de la Zona de Movimiento, en un Block-Panel Caving.» Memoria de Título, Universidad de Chile, Santiago, 2008.

Susaeta, Andrés. «Theory of Gravity Flow.» *MassMin Proceedings*. Santiago, Chile, 2004.

9 ANEXOS

9.1 ANEXO A: Planes mineros

9.1.1 Caso base

Se presenta el plan del caso base indicando mineral proveniente de RT Fase I y de la Mina Subterránea integrado en los macro bloques de los 4 niveles.

RT Fase I		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton						2.600	2.076	2.810	4.490	4.594	4.660
Ritmo	Ktpd						7,22	5,77	7,81	12,47	12,76	12,94
Ley Cu	%						0,595	0,593	0,565	0,567	0,571	0,543
Ley Mo	%						0,017	0,016	0,020	0,012	0,014	0,014
Área nueva	m ²											
Área activa	m ²											
Recuperación Cu	%						83,00	83,00	83,00	83,00	83,00	83,00
RT Fase I		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	Totales
Producción	Kton	5.012	4.151	5.256	4.533	3.232	2.746					46.159
Ritmo	Ktpd	13,92	11,53	14,60	12,59	8,98	7,63					
Ley Cu	%	0,564	0,539	0,524	0,500	0,426	0,412					0,534
Ley Mo	%	0,015	0,014	0,013	0,012	0,008	0,007					0,013
Área nueva	m ²											-
Área activa	m ²											
Recuperación Cu	%	83,00	83,00	83,00	83,00	83,00	83,00					

Chuqui subte		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton	855	4.763	8.131	19.381	28.500	39.908	45.106	50.400	50.400	50.400	50.40
Ritmo	Ktpd	2,37	13,23	22,59	53,84	79,17	110,85	125,30	140,00	140,00	140,00	139,61
Ley Cu	%	0,750	0,923	0,965	1,087	1,034	0,990	0,982	0,938	0,876	0,846	0,820
Ley Mo	%	0,054	0,060	0,061	0,070	0,063	0,063	0,064	0,063	0,066	0,063	0,057
Área nueva	m ²		102.410	30.720	73.620	75.920	74.760	72.860	71.040	66.400	68.440	55.040
Área activa	m ²		102.410	133.130	206.750	278.934	337.915	341.724	386.448	368.978	394.873	386.243
Recuperación Cu	%	88,65	88,65	88,57	88,73	88,74	88,48	88,49	88,07	87,74	87,45	87,35
Vel. extracción	t/m ² d		0,13	0,17	0,26	0,28	0,33	0,37	0,36	0,38	0,35	0,36
Chuqui subte		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50,400
Ritmo	Ktpd	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,783	0,784	0,818	0,822	0,750	0,697	0,669	0,624	0,613	0,592	0,635
Ley Mo	%	0,060	0,059	0,060	0,057	0,051	0,045	0,045	0,046	0,048	0,046	0,056
Área nueva	m ²	79.810	39.690	40.800	80.360	61.640	75.070	62.760	63.280	61.960	67.280	80.610
Área activa	m ²	390.705	327.794	303.309	342.001	320.356	351.911	336.207	328.189	322.016	307.500	300.856
Recuperación Cu	%	87,24	87,48	87,72	87,93	88,05	87,65	87,72	87,97	87,84	87,82	87,67
Vel. extracción	t/m ² d	0,36	0,43	0,46	0,41	0,44	0,40	0,42	0,43	0,43	0,46	0,47
Chuqui subte		2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,618	0,681	0,708	0,644	0,614	0,601	0,562	0,581	0,602	0,697	0,709
Ley Mo	%	0,050	0,061	0,067	0,055	0,049	0,042	0,037	0,038	0,040	0,053	0,059
Área nueva	m ²	80.980	79.140	75.950	72.760	58.220	69.360	63.280	80.240	78.200	78.670	76.520
Área activa	m ²	326.067	324.294	331.978	379.679	380.608	375.122	373.131	352.087	332.010	319.546	327.187
Recuperación Cu	%	87,37	86,92	87,65	87,52	87,48	87,56	87,64	87,58	87,55	87,56	87,60
Vel. extracción	t/m ² d	0,43	0,43	0,42	0,37	0,37	0,37	0,38	0,40	0,42	0,44	0,43

Chuqui subte		2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	Totales
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	49.499	44.095	33.993	20.392	3.833	1.760.298
Ritmo	Ktpd	140,00	139,61	140,00	137,50	122,49	94,42	56,65	10,65	
Ley Cu	%	0,656	0,638	0,621	0,586	0,591	0,583	0,510	0,471	0,712
Ley Mo	%	0,050	0,044	0,040	0,035	0,033	0,029	0,024	0,024	0,051
Área nueva	m ²	72.560	55.240	66.910	63.280	29.920				2.504.107
Área activa	m ²	367.512	354.277	336.066	328.629	253.075	162.744	103.383	18.068	
Recuperación Cu	%	87,48	87,51	87,51	87,48	87,51	87,50	87,48	87,95	
Vel. extracción	t/m ² d	0,38	0,39	0,42	0,42	0,48	0,58	0,55	0,59	

Caso base		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton	855	4.763	8.131	19.381	28.500	42.508	47.182	53.210	54.890	54.994	54.920
Ritmo	Ktpd	2,37	13,23	22,59	53,84	79,17	118,08	131,06	147,81	152,47	152,76	152,56
Ley Cu	%	0,750	0,923	0,965	1,087	1,034	0,966	0,965	0,918	0,851	0,823	0,797
Ley Mo	%	0,054	0,060	0,061	0,070	0,063	0,060	0,062	0,061	0,061	0,059	0,053
Área nueva	m ²	-	102.410	30.720	73.620	75.920	74.760	72.860	71.040	66.400	68.440	55.040
Área activa	m ²	-	102.410	133.130	206.750	278.934	337.915	341.724	386.448	368.978	394.873	386.243
Recuperación Cu	%	88,65	88,65	88,57	88,73	88,74	88,15	88,25	87,81	87,35	87,08	86,98
Vel. extracción	t/m ² d		0,13	0,17	0,26	0,28	0,35	0,38	0,38	0,41	0,39	0,39
Caso base		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Producción	Kton	55.412	54.551	55.656	54.793	53.632	53.146	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	153,92	151,53	154,60	152,20	148,98	147,63	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,763	0,766	0,790	0,796	0,731	0,682	0,669	0,624	0,613	0,592	0,635
Ley Mo	%	0,056	0,056	0,055	0,053	0,048	0,043	0,045	0,046	0,048	0,046	0,056
Área nueva	m ²	79.810	39.690	40.800	80.360	61.640	75.070	62.760	63.280	61.960	67.280	80.610
Área activa	m ²	390.705	327.794	303.309	342.001	320.356	351.911	336.207	328.189	322.016	307.500	300.856
Recuperación Cu	%	86,86	87,14	87,27	87,52	87,75	87,41	87,72	87,97	87,84	87,82	87,67
Vel. extracción	t/m ² d	0,39	0,46	0,51	0,45	0,47	0,42	0,42	0,43	0,43	0,46	0,47

Caso base		2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,618	0,681	0,708	0,644	0,614	0,601	0,562	0,581	0,602	0,697	0,709
Ley Mo	%	0,050	0,061	0,067	0,055	0,049	0,042	0,037	0,038	0,040	0,053	0,059
Área nueva	m ²	80.980	79.140	75.950	72.760	58.220	69.360	63.280	80.240	78.200	78.670	76.520
Área activa	m ²	326.067	324.294	331.978	379.679	380.608	375.122	373.131	352.087	332.010	319.546	327.187
Recuperación Cu	%	87,37	86,92	87,65	87,52	87,48	87,56	87,64	87,58	87,55	87,56	87,60
Vel. extracción	t/m ² d	0,43	0,43	0,42	0,37	0,37	0,37	0,38	0,40	0,42	0,44	0,43
Caso Base		2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	Totales		
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	49.499	44.095	33.993	20.392	3.833	1.805.602		
Ritmo	Ktpd	140,00	139,61	140,00	137,50	122,49	94,42	56,65	10,65			
Ley Cu	%	0,656	0,638	0,621	0,586	0,591	0,583	0,510	0,471	0,707		
Ley Mo	%	0,050	0,044	0,040	0,035	0,033	0,029	0,024	0,024	0,050		
Área nueva	m ²	72.560	55.240	66.910	63.280	29.920	-	-	-	2.504.107		
Área activa	m ²	367.512	354.277	336.066	328.629	253.075	162.744	103.383	18.068			
Recuperación Cu	%	87,48	87,51	87,51	87,48	87,51	87,50	87,48	87,95			
Vel. extracción	t/m ² d	0,38	0,39	0,42	0,42	0,48	0,58	0,55	0,59			

9.1.2 Caso 1 – Trade-off

Se presenta el plan del caso base indicando mineral proveniente de RT Fase I, de la Mina Subterránea integrado en los macro bloques de los 4 niveles y del mineral del Pilar Oeste que intercambia reservas con el plan de la IB.

RT Fase I		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton						2.600	2.076	2.810	4.490	4.594	4.660
Ritmo	Ktpd						7,22	5,77	7,81	12,47	12,76	12,94
Ley Cu	%						0,595	0,593	0,565	0,567	0,571	0,543
Ley Mo	%						0,017	0,016	0,020	0,012	0,014	0,014
Área nueva	m ²											
Área activa	m ²											
Recuperación Cu	%						83,00	83,00	83,00	83,00	83,00	83,00
RT Fase I		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	Totales
Producción	Kton	5.012	4.151	5.256	4.533	3.232	2.746					46.159
Ritmo	Ktpd	13,92	11,53	14,60	12,59	8,98	7,63					
Ley Cu	%	0,564	0,539	0,524	0,500	0,426	0,412					0,534
Ley Mo	%	0,015	0,014	0,013	0,012	0,008	0,007					0,013
Área nueva	m ²											-
Área activa	m ²											
Recuperación Cu	%	83,00	83,00	83,00	83,00	83,00	83,00					

Pilar Oeste		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton						2.162	2.098	1.194	1.815	2.797	2.845
Ritmo	Ktpd						6,00	5,83	3,32	5,04	7,77	7,90
Ley Cu	%						0,881	0,835	1,331	1,254	1,272	1,142
Ley Mo	%						0,019	0,017	0,047	0,038	0,028	0,024
Área nueva	m²						17.322		11.061		11.379	10.629
Área activa	m²						16.393	13.110	11.060	10.742	19.575	20.231
Recuperación Cu	%						87,68	85,52	88,04	87,61	87,31	87,92
Vel. extracción	t/m²d						0,37	0,44	0,30	0,47	0,40	0,39
Pilar Oeste		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	Totales
Producción	Kton	3.168	3.603	1.829	2.161	3.105						26.776
Ritmo	Ktpd	8,80	10,01	5,08	6,00	8,63						
Ley Cu	%	1,115	1,152	1,069	1,121	0,846						1,084
Ley Mo	%	0,024	0,030	0,023	0,043	0,027						0,028
Área nueva	m²	11.189	10.351		20.124	9.124						101.177
Área activa	m²	21.226	20.397	10.950	19.535	21.899						
Recuperación Cu	%	88,14	86,64	84,56	87,62	84,59						
Vel. extracción	t/m²d	0,41	0,49	0,46	0,31	0,39						

Chuqui subte		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton	855	4.763	8.131	19.381	28.500	37.746	43.009	49.206	48.585	47.603	47.416
Ritmo	Ktpd	2,37	13,23	22,59	53,84	79,17	104,85	119,47	136,68	134,96	132,23	131,71
Ley Cu	%	0,750	0,923	0,965	1,087	1,034	0,990	0,982	0,938	0,876	0,846	0,820
Ley Mo	%	0,054	0,060	0,061	0,071	0,065	0,062	0,064	0,062	0,061	0,062	0,059
Área nueva	m ²	102.410	30.720	73.620	75.920	74.760	72.860	71.040	66.400	68.440	55.040	79.810
Área activa	m ²	102.410	133.130	206.750	278.934	337.915	341.724	386.448	368.978	394.873	386.243	390.705
Recuperación Cu	%	88,65	88,65	88,57	88,73	88,74	88,48	88,49	88,07	87,74	87,45	87,35
Vel. extracción	t/m ² d	0,02	0,10	0,11	0,19	0,23	0,31	0,31	0,37	0,34	0,34	0,34
Chuqui subte		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Producción	Kton	47.232	46.797	48.572	48.099	47.295	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	131,20	129,99	134,92	133,61	131,37	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,783	0,784	0,818	0,822	0,750	0,697	0,669	0,624	0,613	0,592	0,635
Ley Mo	%	0,060	0,061	0,061	0,058	0,052	0,045	0,045	0,046	0,049	0,046	0,056
Área nueva	m ²	39.690	40.800	80.360	61.640	75.070	62.760	63.280	61.960	67.280	80.610	80.980
Área activa	m ²	327.794	303.309	342.001	320.356	351.911	336.207	328.189	322.016	307.500	300.856	326.067
Recuperación Cu	%	87,24	87,48	87,72	87,93	88,05	87,65	87,72	87,97	87,84	87,82	87,67
Vel. extracción	t/m ² d	0,40	0,43	0,39	0,42	0,37	0,42	0,43	0,43	0,46	0,47	0,43
Chuqui subte		2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,618	0,681	0,708	0,644	0,614	0,601	0,562	0,581	0,602	0,697	0,709
Ley Mo	%	0,051	0,062	0,068	0,056	0,050	0,042	0,037	0,037	0,040	0,053	0,060
Área nueva	m ²	79.140	75.950	72.760	58.220	69.360	63.280	80.240	78.200	78.670	76.520	72.560
Área activa	m ²	324.294	331.978	379.679	380.608	375.122	373.131	352.087	332.010	319.546	327.187	367.512
Recuperación Cu	%	87,37	86,92	87,65	87,52	87,48	87,56	87,64	87,58	87,55	87,56	87,60
Vel. extracción	t/m ² d	0,43	0,42	0,37	0,37	0,37	0,38	0,40	0,42	0,44	0,43	0,38

Chuqui subte		2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	Totales
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	49.499	44.095	33.993	20.392	3.833	1.733.523
Ritmo	Ktpd	140,00	139,61	140,00	137,50	122,49	94,42	56,65	10,65	
Ley Cu	%	0,656	0,638	0,621	0,586	0,591	0,583	0,510	0,471	0,710
Ley Mo	%	0,051	0,045	0,040	0,035	0,033	0,029	0,024	0,024	0,051
Área nueva	m ²	55.240	66.910	63.280	29.920					2.504.107
Área activa	m ²	354.277	336.066	328.629	253.075	162.744	103.383	18.068		
Recuperación Cu	%	87,48	87,51	87,51	87,48	87,51	87,50	87,48	87,95	
Vel. extracción	t/m ² d	0,40	0,42	0,43	0,54	0,75	0,91	3,14		

Caso 1: Trade-off		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton	855	4.763	8.131	19.381	28.500	42.508	47.182	53.210	54.890	54.994	54.920
Ritmo	Ktpd	2,37	13,23	22,59	53,84	79,17	118,08	131,06	147,81	152,47	152,76	152,56
Ley Cu	%	0,750	0,923	0,965	1,087	1,034	0,960	0,958	0,927	0,864	0,845	0,813
Ley Mo	%	0,054	0,060	0,061	0,071	0,065	0,057	0,060	0,059	0,056	0,056	0,053
Área nueva	m ²	102.410	30.720	73.620	75.920	74.760	90.182	71.040	77.461	68.440	66.419	90.439
Área activa	m ²	102.410	133.130	206.750	278.934	337.915	358.117	399.558	380.038	405.615	405.818	410.936
Recuperación Cu	%	88,65	88,65	88,57	88,73	88,74	88,11	88,12	87,80	87,34	87,07	87,01
Vel. extracción	t/m ² d	0,02	0,10	0,11	0,19	0,23	0,33	0,33	0,39	0,38	0,38	0,37
Caso 1: Trade-off		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Producción	Kton	55.412	54.551	55.656	54.793	53.632	53.146	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	153,92	151,53	154,60	152,20	148,98	147,63	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,782	0,790	0,798	0,807	0,736	0,682	0,669	0,624	0,613	0,592	0,635
Ley Mo	%	0,053	0,055	0,055	0,053	0,048	0,043	0,045	0,046	0,049	0,046	0,056
Área nueva	m ²	50.879	51.151	80.360	81.764	84.194	62.760	63.280	61.960	67.280	80.610	80.980
Área activa	m ²	349.020	323.706	352.951	339.891	373.810	336.207	328.189	322.016	307.500	300.856	326.067
Recuperación Cu	%	86,91	87,09	87,17	87,51	87,55	87,41	87,72	87,97	87,84	87,82	87,67
Vel. extracción	t/m ² d	0,44	0,47	0,44	0,45	0,40	0,44	0,43	0,43	0,46	0,47	0,43

Caso 1: Trade-off		2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,618	0,681	0,708	0,644	0,614	0,601	0,562	0,581	0,602	0,697	0,709
Ley Mo	%	0,051	0,062	0,068	0,056	0,050	0,042	0,037	0,037	0,040	0,053	0,060
Área nueva	m ²	79.140	75.950	72.760	58.220	69.360	63.280	80.240	78.200	78.670	76.520	72.560
Área activa	m ²	324.294	331.978	379.679	380.608	375.122	373.131	352.087	332.010	319.546	327.187	367.512
Recuperación Cu	%	87,37	86,92	87,65	87,52	87,48	87,56	87,64	87,58	87,55	87,56	87,60
Vel. extracción	t/m ² d	0,43	0,42	0,37	0,37	0,37	0,38	0,40	0,42	0,44	0,43	0,38
Caso 1: Trade-off		2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	Totales		
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	49.499	44.095	33.993	20.392	3.833	1.805.602		
Ritmo	Ktpd	140,00	139,61	140,00	137,50	122,49	94,42	56,65	10,65			
Ley Cu	%	0,656	0,638	0,621	0,586	0,591	0,583	0,510	0,471	0,719		
Ley Mo	%	0,051	0,045	0,040	0,035	0,033	0,029	0,024	0,024	0,049		
Área nueva	m ²	55.240	66.910	63.280	29.920	-	-	-	-	2.605.632		
Área activa	m ²	354.277	336.066	328.629	253.075	162.744	103.383	18.068	-			
Recuperación Cu	%	87,48	87,51	87,51	87,48	87,51	87,50	87,48	87,95			
Vel. extracción	t/m ² d	0,40	0,42	0,43	0,54	0,75	0,91	3,14				

9.1.3 Caso 2 – Aumento capacidad

Para este el caso de aumento en la capacidad separado por mineral correspondiente al Pilar Oeste, mina subterránea (Chuqui Subte) y un total de la suma de ambas componente de aporte al plan.

Pilar Oeste		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton						2,600	2,076	2,810	4,490	4,594	4,660
Ritmo	Ktpd						7,22	5,77	7,81	12,47	12,76	12,94
Ley Cu	%						0,879	0,872	0,950	0,925	1,070	1,021
Ley Mo	%						0,019	0,017	0,025	0,023	0,023	0,022
Área nueva	m²						16.106		21.066	9.972	11.379	20.146
Área activa	m²						16.106	11.018	20.415	27.155	26.803	29.108
Recuperación Cu	%						87,51	85,52	88,24	86,71	86,87	88,27
Vel. extracción	t/m²d						0,45	0,52	0,38	0,46	0,48	0,44
Pilar Oeste		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	Totales
Producción	Kton	5.012	4.151	5.256	4.533	3.232	2.746					46.159
Ritmo	Ktpd	13,92	11,53	14,60	12,59	8,98	7,63					
Ley Cu	%	0,811	0,712	0,978	0,962	0,841	0,704					0,905
Ley Mo	%	0,014	0,014	0,024	0,025	0,027	0,020					0,021
Área nueva	m2	9.809	21.214	10.351	18.924	19.392						158.358
Área activa	m2	26.879	28.509	27.857	27.474	31.480	14.816					
Recuperación Cu	%	87,00	86,43	85,89	84,87	86,65	84,84					
Vel. extracción	t/m²d	0,52	0,40	0,52	0,46	0,29	0,51					

Chuqui subte		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton	855	4.763	8.131	19.381	28.500	39.908	45.106	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	2,37	13,23	22,59	53,84	79,17	110,85	125,30	140,00	140,00	140,00	139,61
Ley Cu	%	0,750	0,923	0,965	1,087	1,034	0,990	0,982	0,938	0,876	0,846	0,820
Ley Mo	%	0,054	0,060	0,061	0,070	0,063	0,063	0,064	0,063	0,066	0,063	0,057
Área nueva	m ²		102.410	30.720	73.620	75.920	74.760	72.860	71.040	66.400	68.440	55.040
Área activa	m ²		102.410	133.130	206.750	278.934	337.915	341.724	386.448	368.978	394.873	386.243
Recuperación Cu	%	88,65	88,65	88,57	88,73	88,74	88,48	88,49	88,07	87,74	87,45	87,35
Vel. extracción	t/m ² d		0,13	0,17	0,26	0,28	0,33	0,37	0,36	0,38	0,35	0,36
Chuqui subte		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,783	0,784	0,818	0,822	0,750	0,697	0,669	0,624	0,613	0,592	0,635
Ley Mo	%	0,060	0,059	0,060	0,057	0,051	0,045	0,045	0,046	0,048	0,046	0,056
Área nueva	m ²	79.810	39.690	40.800	80.360	61.640	75.070	62.760	63.280	61.960	67.280	80.610
Área activa	m ²	390.705	327.794	303.309	342.001	320.356	351.911	336.207	328.189	322.016	307.500	300.856
Recuperación Cu	%	87,24	87,48	87,72	87,93	88,05	87,65	87,72	87,97	87,84	87,82	87,67
Vel. extracción	t/m ² d	0,36	0,43	0,46	0,41	0,44	0,40	0,42	0,43	0,43	0,46	0,47
Chuqui subte		2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,618	0,681	0,708	0,644	0,614	0,601	0,562	0,581	0,602	0,697	0,709
Ley Mo	%	0,050	0,061	0,067	0,055	0,049	0,042	0,037	0,038	0,040	0,053	0,059
Área nueva	m ²	80.980	79.140	75.950	72.760	58.220	69.360	63.280	80.240	78.200	78.670	76.520
Área activa	m ²	326.067	324.294	331.978	379.679	380.608	375.122	373.131	352.087	332.010	319.546	327.187
Recuperación Cu	%	87,37	86,92	87,65	87,52	87,48	87,56	87,64	87,58	87,55	87,56	87,60
Vel. extracción	t/m ² d	0,43	0,43	0,42	0,37	0,37	0,37	0,38	0,40	0,42	0,44	0,43

Chuqui subte		2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	Totales
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	49.499	44.095	33.993	20.392	3.833	1.760.298
Ritmo	Ktpd	140,00	139,61	140,00	137,50	122,49	94,42	56,65	10,65	
Ley Cu	%	0,656	0,638	0,621	0,586	0,591	0,583	0,510	0,471	0,712
Ley Mo	%	0,050	0,044	0,040	0,035	0,033	0,029	0,024	0,024	0,051
Área nueva	m ²	72.560	55.240	66.910	63.280	29.920				2.504.107
Área activa	m ²	367.512	354.277	336.066	328.629	253.075	162.744	103.383	18.068	
Recuperación Cu	%	87,48	87,51	87,51	87,48	87,51	87,50	87,48	87,95	
Vel. extracción	t/m ² d	0,38	0,39	0,42	0,42	0,48	0,58	0,55	0,59	

Caso 2: Aumento capacidad		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Producción	Kton	855	4.763	8.131	19.381	28.500	42.508	47.182	53.210	54.890	54.994	54.920
Ritmo	Ktpd	2,37	13,23	22,59	53,84	79,17	118,08	131,06	147,81	152,47	152,76	152,56
Ley Cu	%	0,750	0,923	0,965	1,087	1,034	0,983	0,977	0,938	0,880	0,865	0,837
Ley Mo	%	0,054	0,060	0,061	0,070	0,063	0,063	0,064	0,063	0,066	0,063	0,057
Área nueva	m ²	-	102.410	30.720	73.620	75.920	90.866	72.860	92.106	76.372	79.819	75.186
Área activa	m ²	-	102.410	133.130	206.750	278.934	354.021	352.742	406.863	396.133	421.676	415.351
Recuperación Cu	%	88,65	88,65	88,57	88,73	88,74	88,42	88,36	88,08	87,65	87,40	87,43
Vel. extracción	t/m ² d		0,13	0,17	0,26	0,28	0,33	0,37	0,36	0,38	0,36	0,37
Caso 2: Aumento capacidad		2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Producción	Kton	55.412	54.551	55.656	54.793	53.632	53.146	50.400	50.260	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	153,92	151,53	154,60	152,20	148,98	147,63	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,786	0,779	0,833	0,834	0,756	0,697	0,669	0,624	0,613	0,592	0,635
Ley Mo	%	0,060	0,059	0,060	0,057	0,051	0,045	0,045	0,046	0,048	0,046	0,056
Área nueva	m ²	89.619	60.904	51.151	99.284	81.032	75.070	62.760	63.280	61.960	67.280	80.610
Área activa	m ²	417.584	356.303	331.166	369.475	351.836	366.727	336.207	328.189	322.016	307.500	300.856
Recuperación Cu	%	87,22	87,40	87,54	87,68	87,97	87,50	87,72	87,97	87,84	87,82	87,67
Vel, extracción	t/m ² d	0,37	0,43	0,47	0,41	0,42	0,40	0,42	0,43	0,43	0,46	0,47

Caso 2: Aumento capacidad		2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400	50.400
Ritmo	Ktpd	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00	140,00	139,61	140,00	140,00
Ley Cu	%	0,618	0,681	0,708	0,644	0,614	0,601	0,562	0,581	0,602	0,697	0,709
Ley Mo	%	0,050	0,061	0,067	0,055	0,049	0,042	0,037	0,038	0,040	0,053	0,059
Área nueva	m²	80.980	79.140	75.950	72.760	58.220	69.360	63.280	80.240	78.200	78.670	76.520
Área activa	m²	326.067	324.294	331.978	379.679	380.608	375.122	373.131	352.087	332.010	319.546	327.187
Recuperación Cu	%	87,37	86,92	87,65	87,52	87,48	87,56	87,64	87,58	87,55	87,56	87,60
Vel. extracción	t/m²d	0,43	0,43	0,42	0,37	0,37	0,37	0,38	0,40	0,42	0,44	0,43
Caso 2: Aumento capacidad		2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058	Totales		
Producción	Kton	50.400	50.400	50.400	49.499	44.095	33.993	20.392	3.833	1.805.602		
Ritmo	Ktpd	140,00	139,61	140,00	137,50	122,49	94,42	56,65	10,65			
Ley Cu	%	0,656	0,638	0,621	0,586	0,591	0,583	0,510	0,471	0,716		
Ley Mo	%	0,050	0,044	0,040	0,035	0,033	0,029	0,024	0,024	0,050		
Área nueva	m²	72.560	55.240	66.910	63.280	29.920	-	-	-	2.662.193		
Área activa	m²	367.512	354.277	336.066	328.629	253.075	162.744	103.383	18.068			
Recuperación Cu	%	87,48	87,51	87,51	87,48	87,51	87,50	87,48	87,95			
Vel. extracción	t/m²d	0,38	0,39	0,42	0,42	0,48	0,58	0,55	0,59			

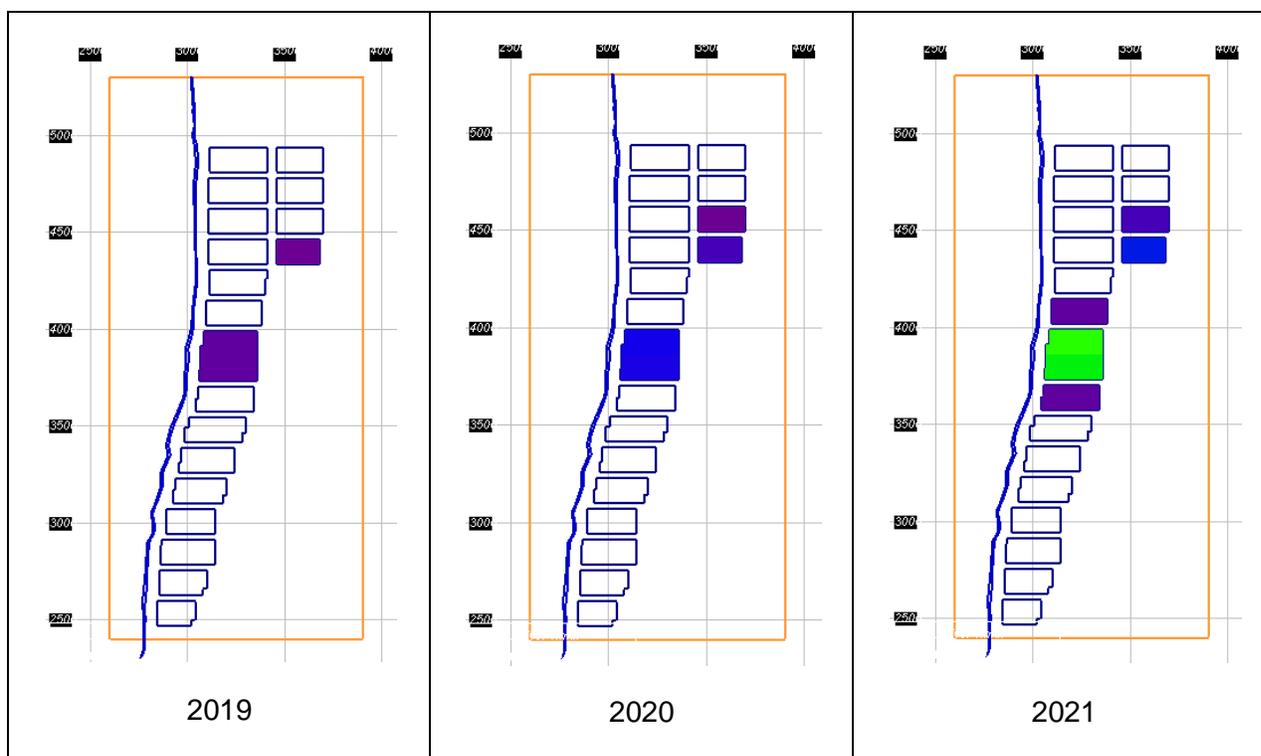
9.2 ANEXO B: Secuencia explotación planes mineros

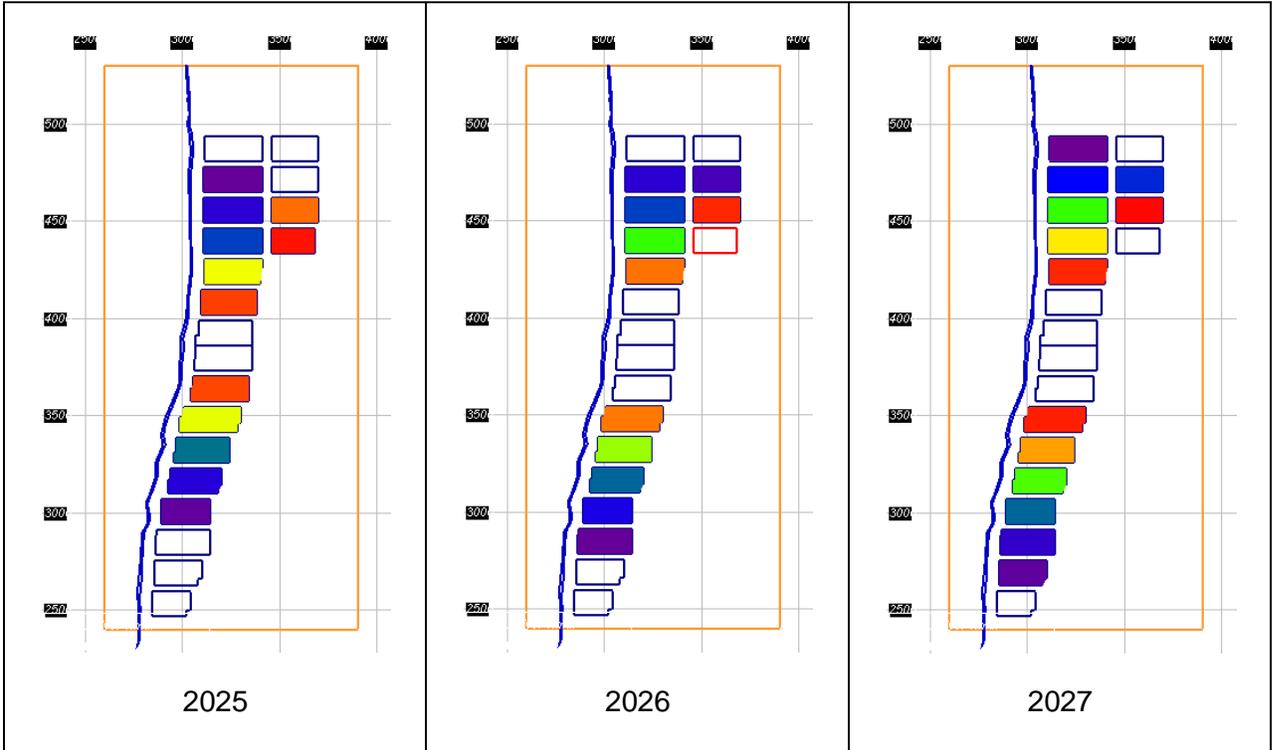
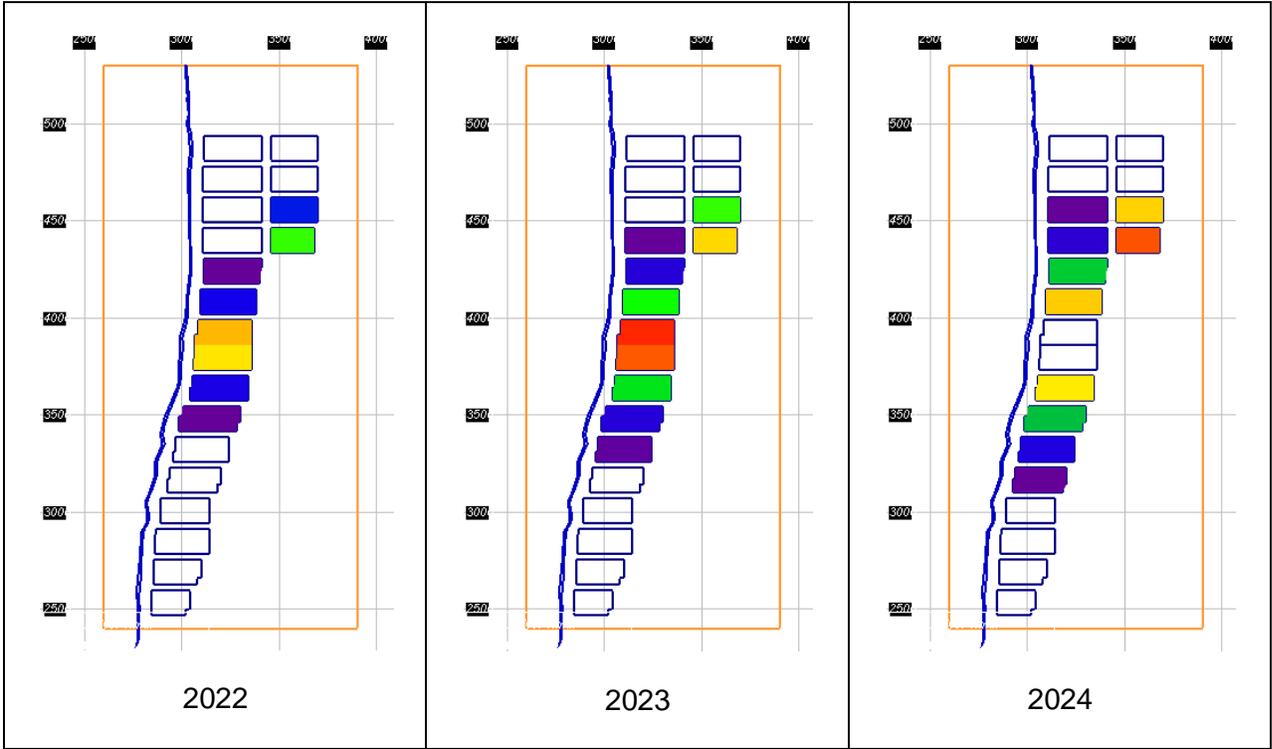
Se despliegan las secuencias de explotación de los macro bloques del primer nivel para el caso del plan de producción IB y la secuencia para las UBE del Pilar Oeste para los planes mineros correspondientes a los Casos 1 y 2, donde según porcentaje de extracción se identifican con distintos colores los macro bloques con actividad acorde a la siguiente leyenda:

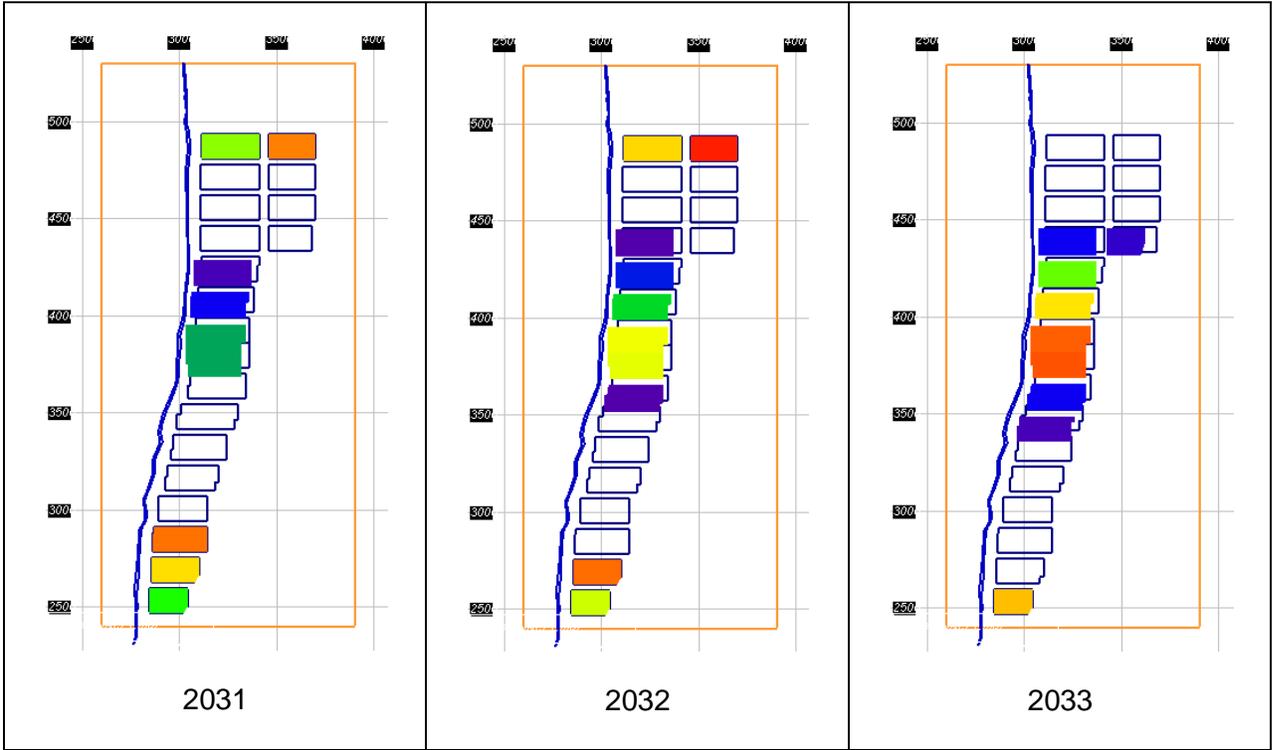
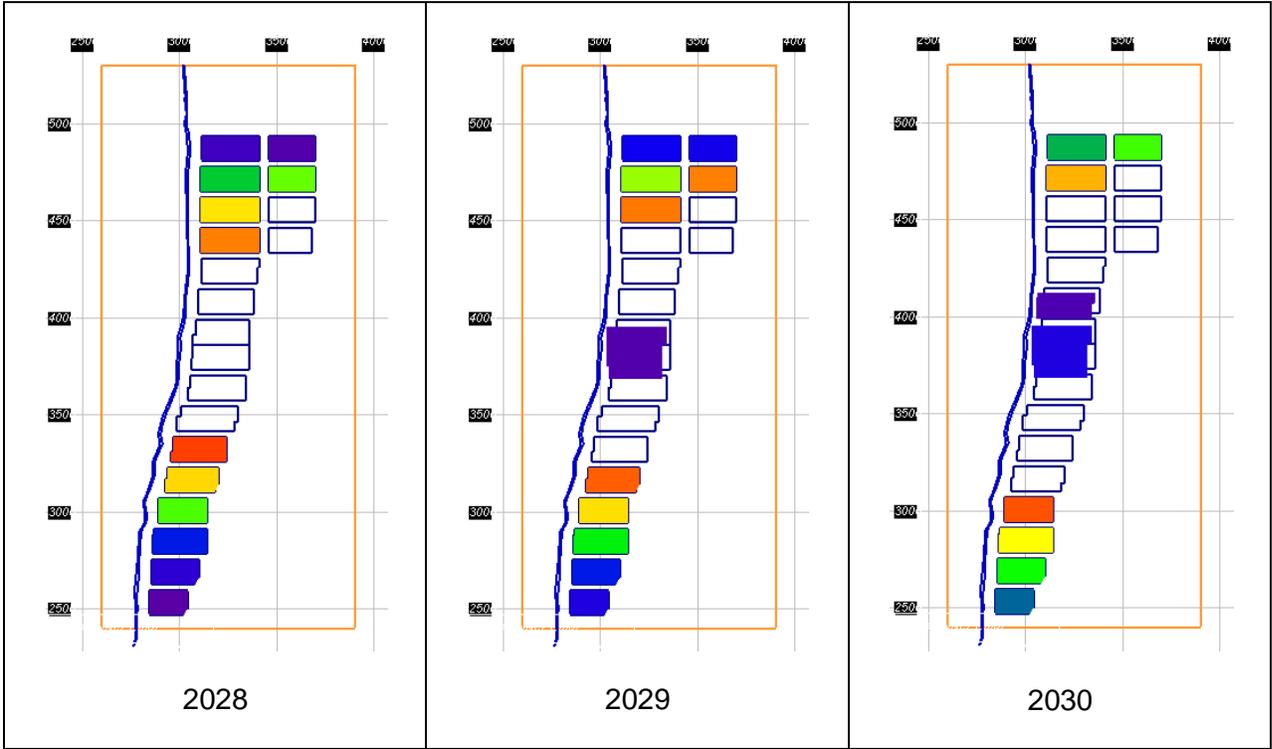
Tabla 43: Leyenda de colores según % de extracción

Extracción (%)	Color
0	Púrpura
25	Azul
50	Verde
75	Amarillo
100	Rojo

9.2.1 Plan de producción IB

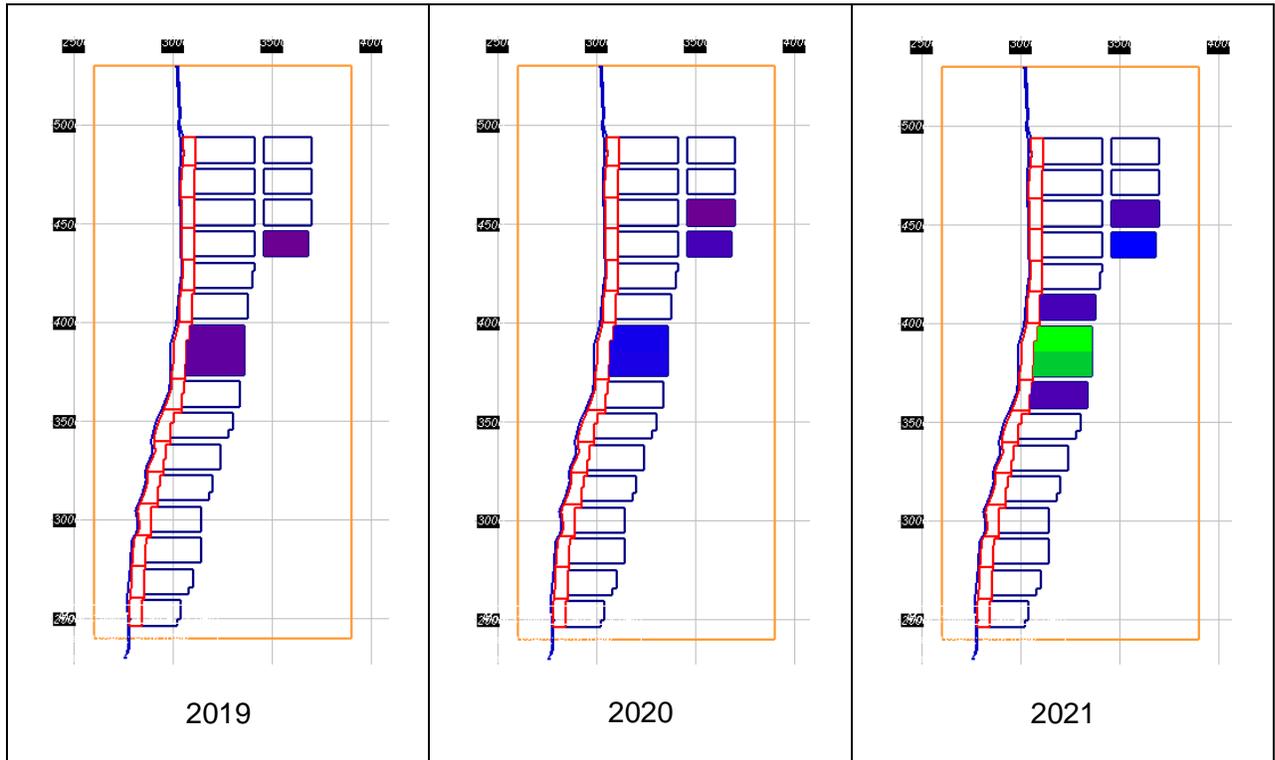


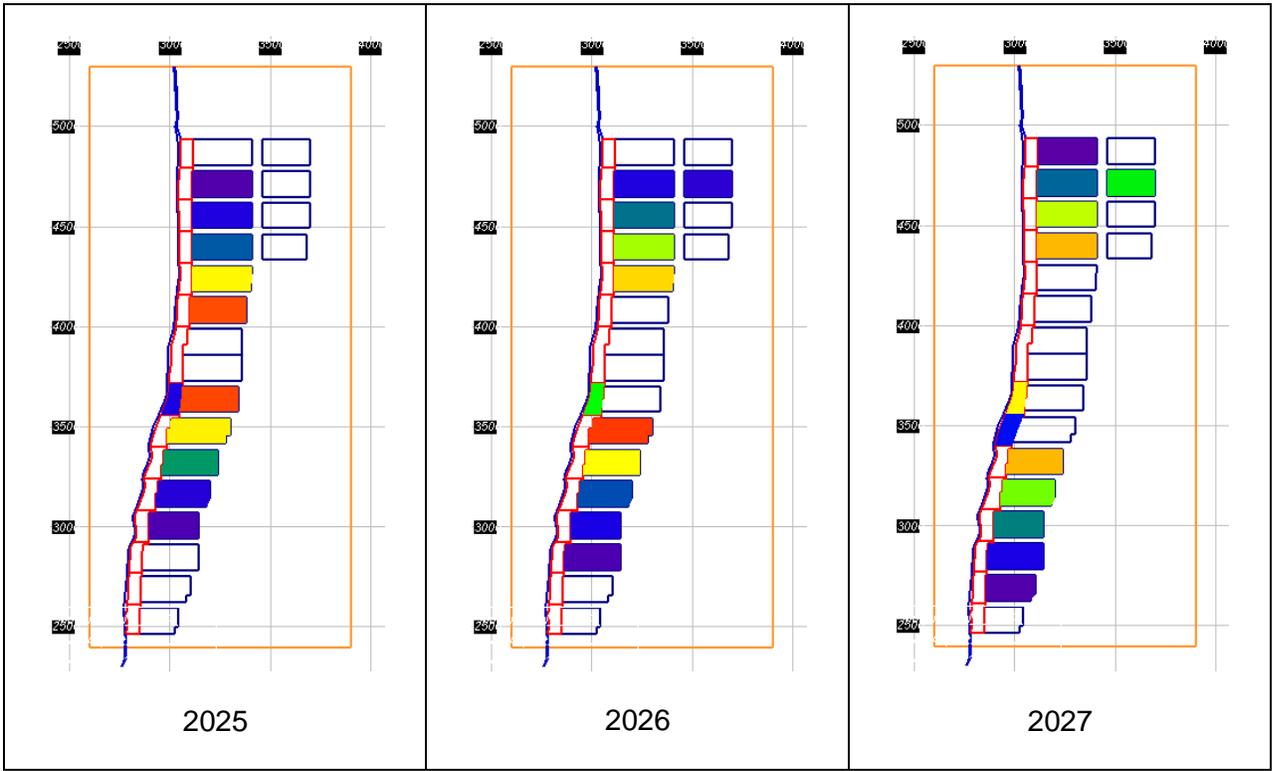
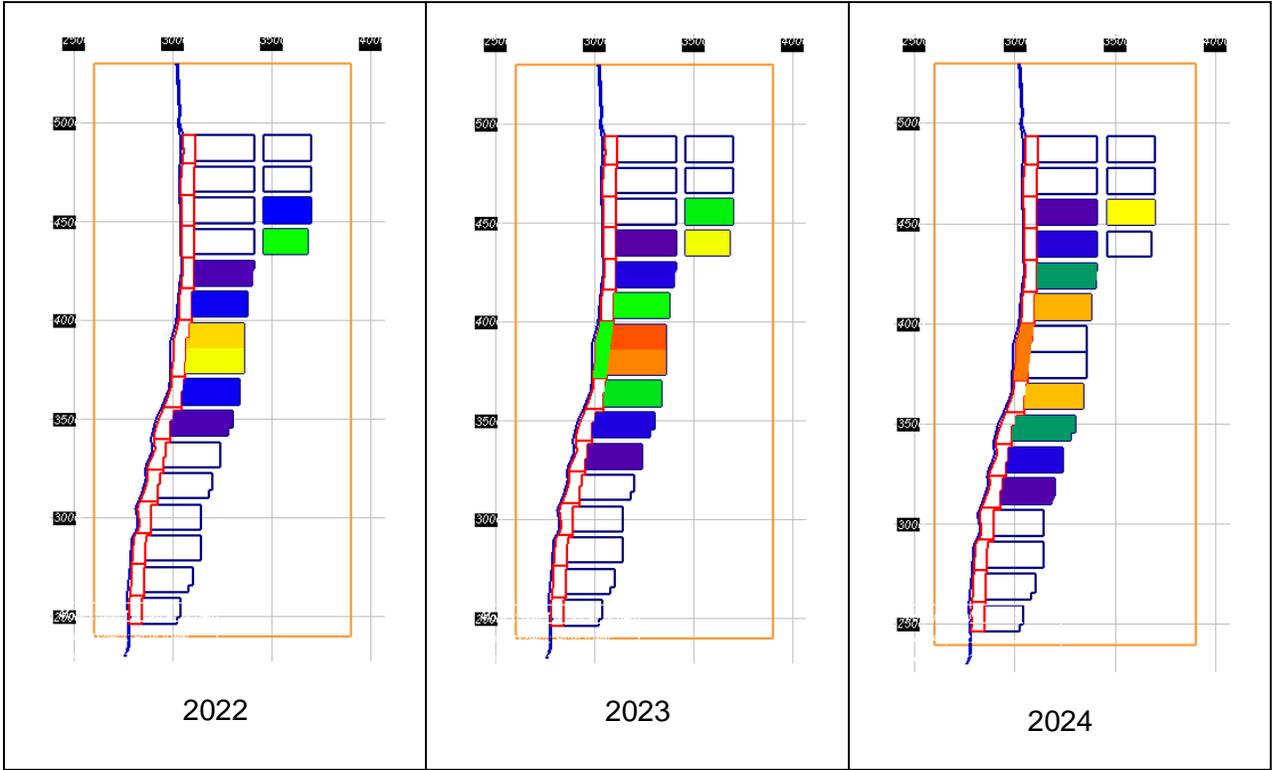


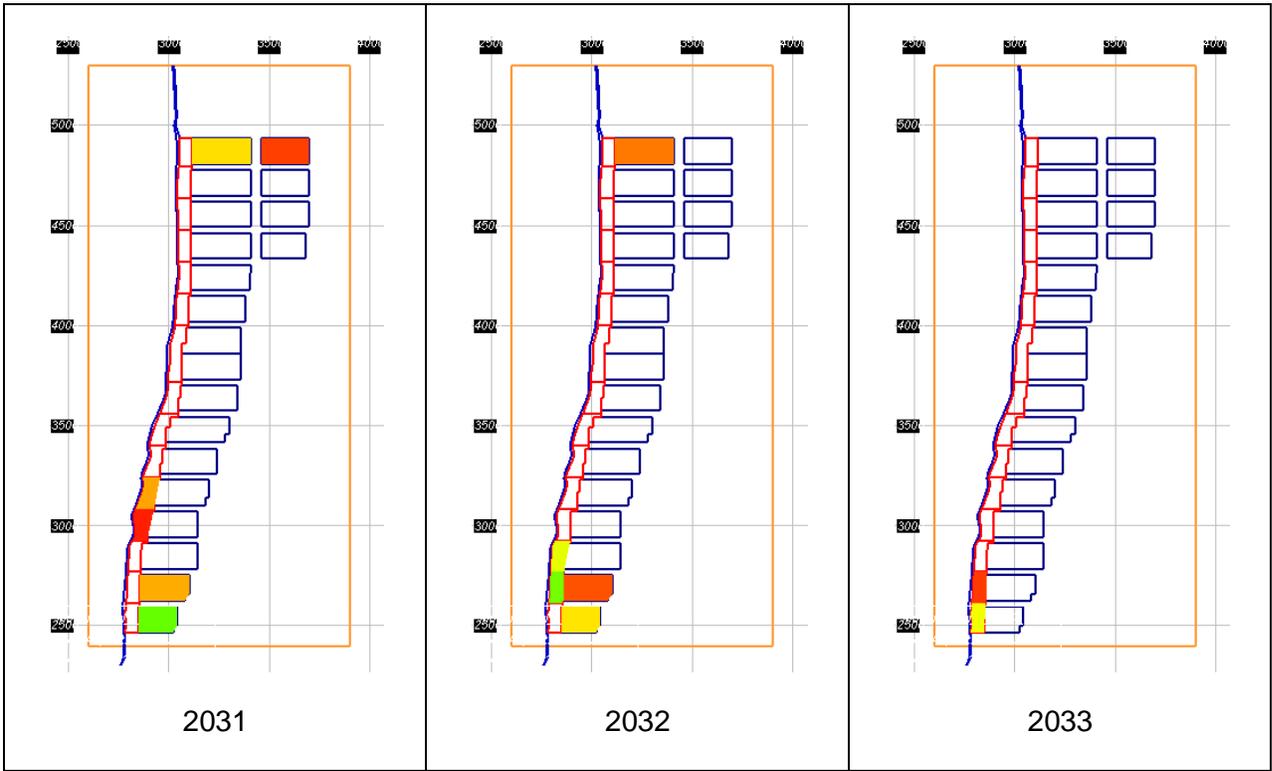
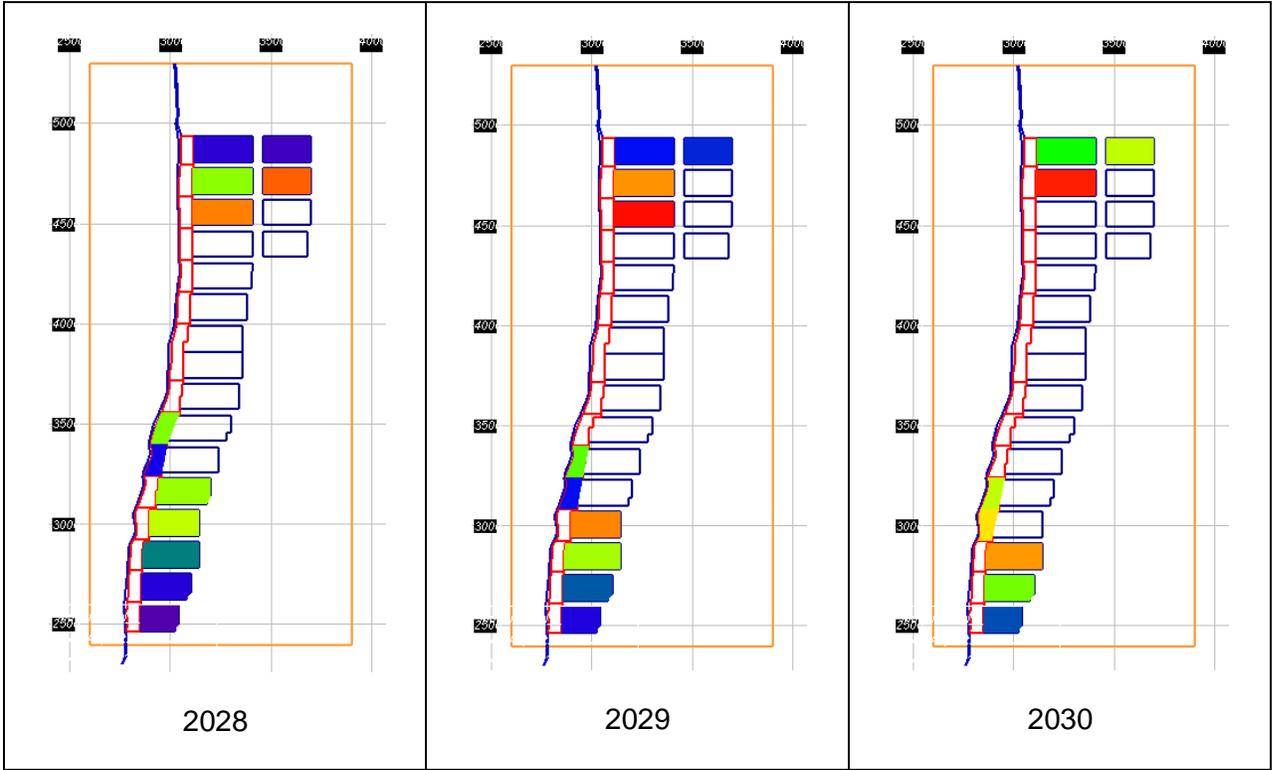


9.2.2 Caso 1 – Trade-off

La secuencia se muestra solo para el primer nivel de producción, cuyo UCL se encuentra en la cota 1841. Se mantiene de todos modos la restricción de subsidiencia explicada en el punto 5.4, con el segundo nivel (cota 1625) iniciando operaciones el año 2029.

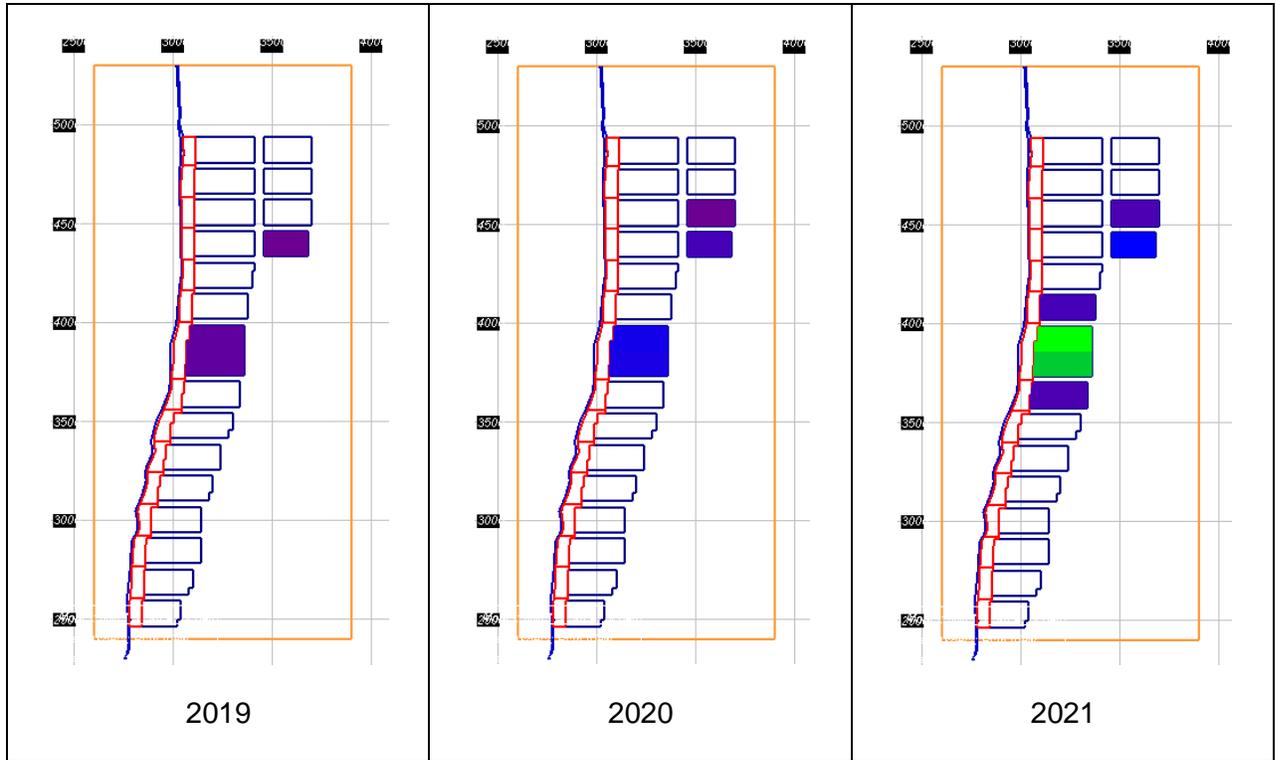


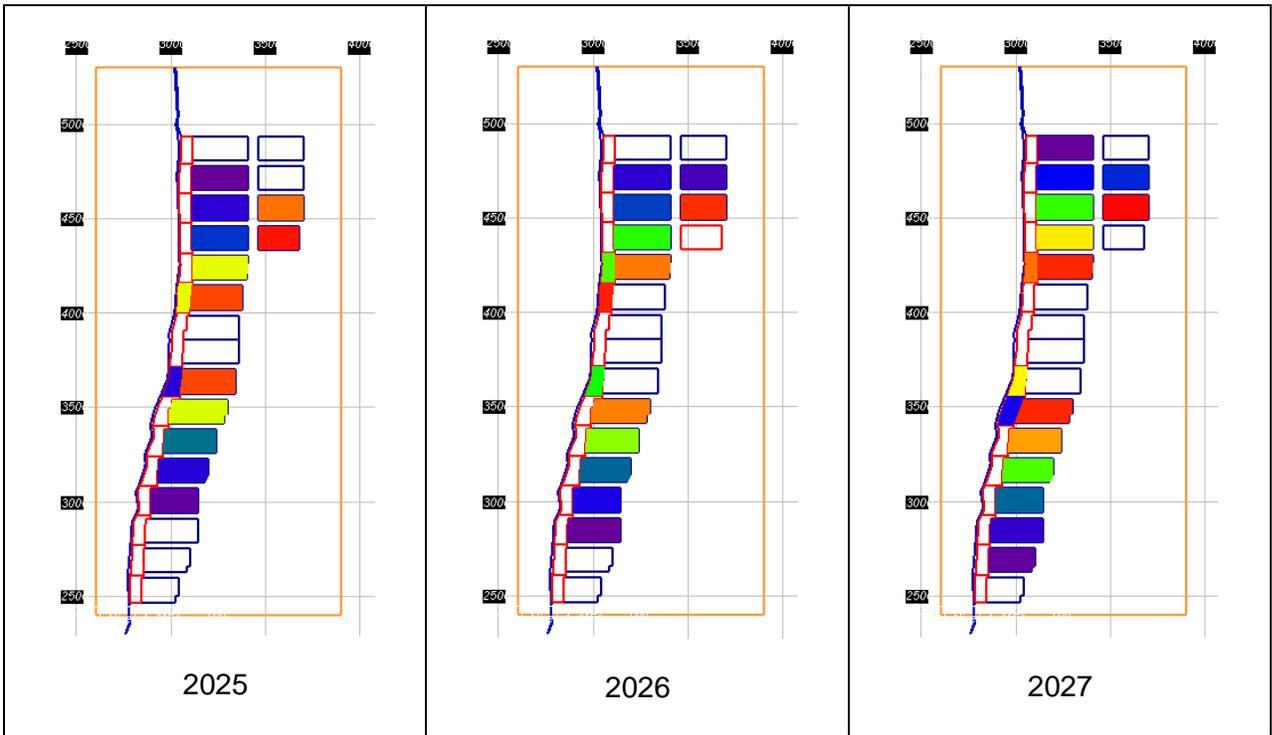
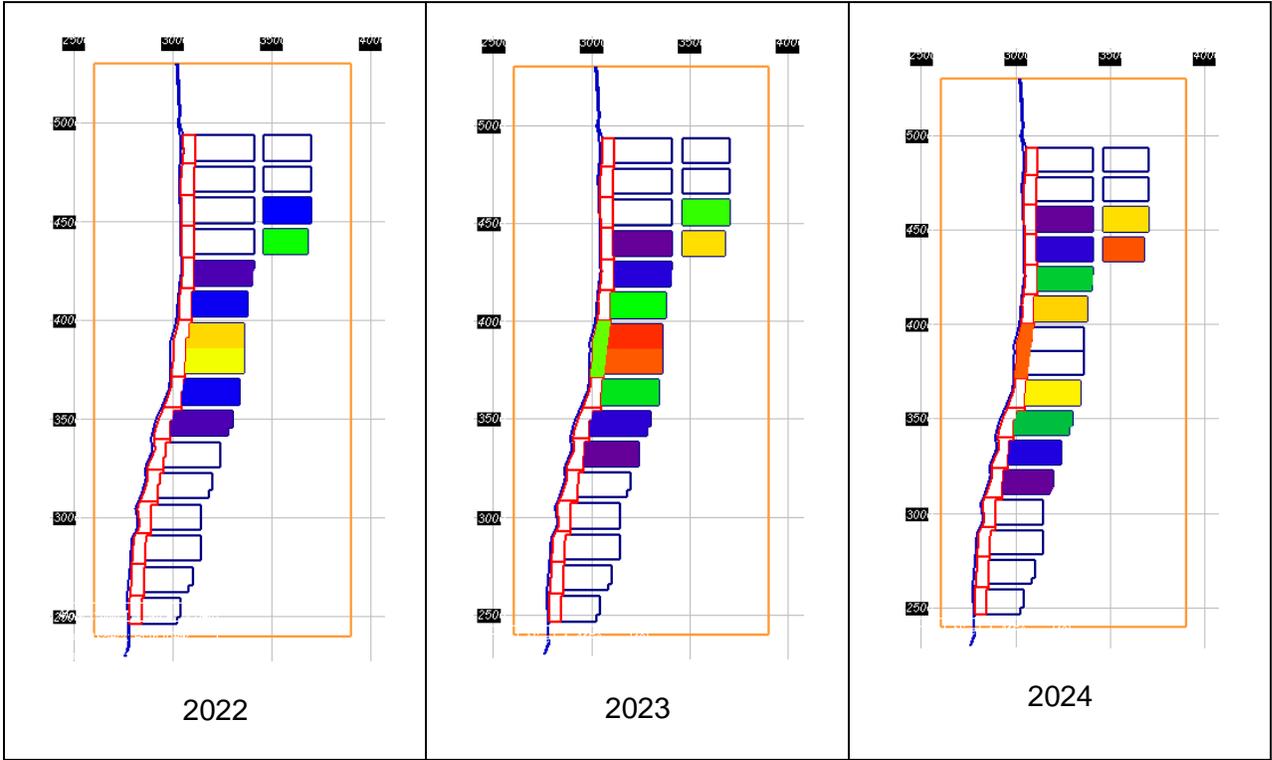


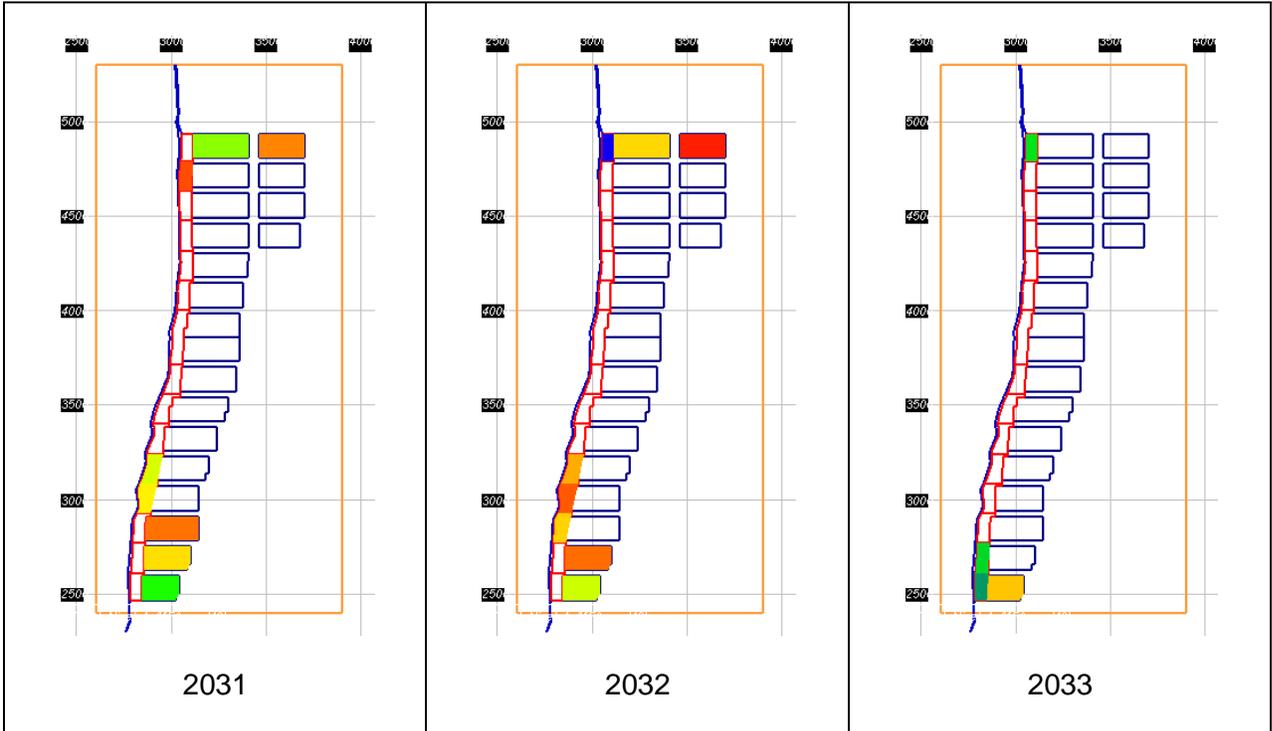
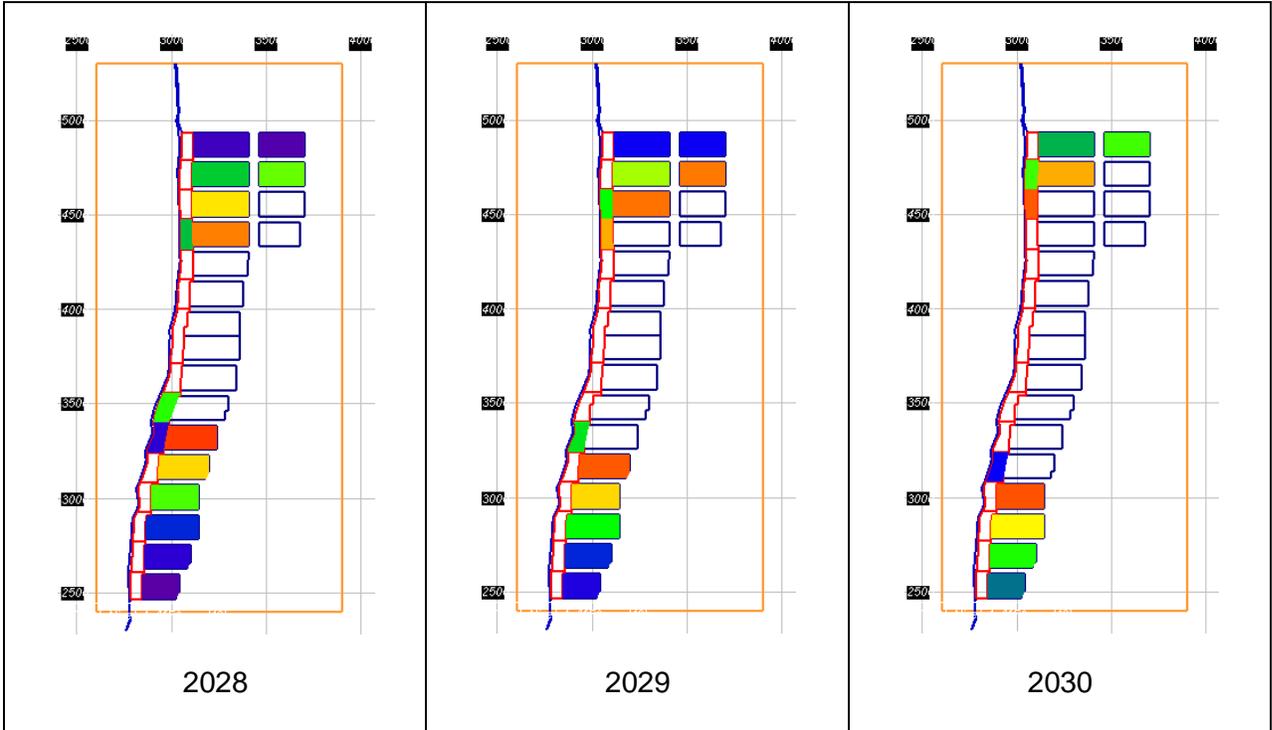


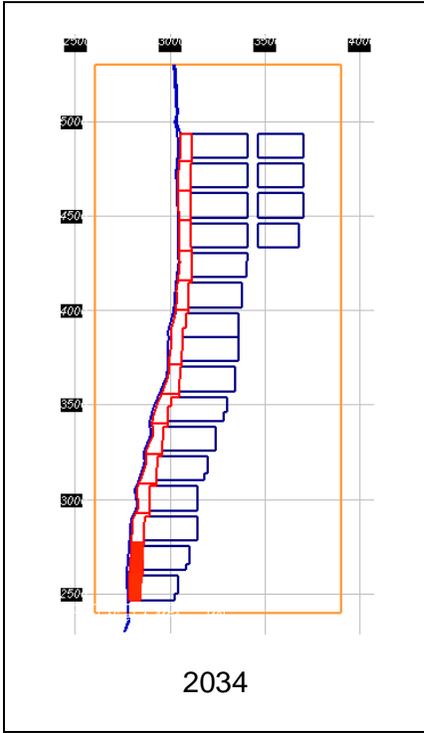
9.2.3 Caso 2 – Aumento capacidad

Al igual que en el caso anterior, la secuencia se muestra solo para el primer nivel de producción. Se mantiene de todos modos la restricción de subsidencia explicada en el punto 5.4, con el segundo nivel (cota 1625) iniciando operaciones el año 2029.









9.3 ANEXO C: Parámetros de procesamiento

Parámetros procesamiento	Unidad	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Ley cobre en concentrado	%	30,07	30,07	30,25	30,14	30,18	30,23	30,41	30,13	29,87	29,86	29,99
Ley arsénico en concentrado	%	1,81	1,31	1,23	1,35	1,37	1,45	1,50	1,63	1,86	1,98	1,90
Recuperación arsénico	%	77,65	77,52	77,48	77,74	77,71	77,72	77,73	77,76	77,79	77,80	77,77
Recuperación molibdeno	%	65,7	65,8	65,8	65,9	65,9	65,9	65,9	65,9	65,9	65,9	65,8
Recuperación de cobre	%	84,4	86,1	86,4	86,8	86,6	86,5	86,0	86,0	86,0	86,0	86,0
	Unidad	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Ley cobre en concentrado	%	30,38	30,27	30,03	30,05	29,88	29,93	29,99	30,22	30,42	30,42	30,45
Ley arsénico en concentrado	%	2,22	1,68	1,79	2,16	2,17	2,28	2,05	1,86	1,67	1,51	1,77
Recuperación arsénico	%	77,73	77,23	77,59	77,78	77,73	77,73	77,60	77,26	77,00	76,77	77,59
Recuperación molibdeno	%	70,8	70,6	70,8	70,9	70,7	70,6	70,0	69,3	69,4	69,8	70,7
Recuperación de cobre	%	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0	88,9	88,9	88,9	88,9	88,9	89,0

Parámetros procesamiento	Unidad	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Ley cobre en concentrado	%	30,27	30,03	30,05	29,88	29,93	29,99	30,22	30,42	30,42	30,45	30,33
Ley arsénico en concentrado	%	1,68	1,79	2,16	2,17	2,28	2,05	1,86	1,67	1,51	1,77	2,07
Recuperación arsénico	%	77,23	77,59	77,78	77,73	77,73	77,60	77,26	77,00	76,77	77,59	77,75
Recuperación molibdeno	%	70,6	70,8	70,9	70,7	70,6	70,0	69,3	69,4	69,8	70,7	70,8
Recuperación de cobre	%	89,0	89,0	89,0	89,0	88,9	88,9	88,9	88,9	88,9	89,0	89,0
	Unidad	2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058			
Ley cobre en concentrado	%	30,10	30,12	30,17	30,39	30,36	30,32	30,53	31,93			
Ley arsénico en concentrado	%	2,08	2,20	2,32	2,26	1,96	1,42	0,68	0,11			
Recuperación arsénico	%	77,71	77,73	77,75	77,67	77,49	76,29	66,08	32,07			
Recuperación molibdeno	%	70,6	70,3	69,7	68,9	68,3	66,4	63,5	63,1			
Recuperación de cobre	%	89,0	89,0	89,0	88,9	88,9	88,9	88,7	88,6			

Costos procesamiento	Unidad	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Costo planta (incluye tostador para Mx CHS)	US\$/tt	8,57	8,65	8,52	8,4	7,59	7,51	7,51	7,51	7,59	7,58	8,07
Costo planta (sin tostador mx RT)	US\$/tt	8,57	8,65	8,52	8,4	7,59	7,51	7,51	7,51	7,59	7,58	7,51
	Unidad	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039
Costo planta (incluye tostador para Mx CHS)	US\$/tt	8,12	8,1	8,21	8,25	8,22	8,19	8,14	8,11	8,86	8,84	8,87
Costo planta (sin tostador mx RT)	US\$/tt	7,56	7,54	7,51	7,5	7,47	7,43	7,39	7,35	7,87	7,86	7,88
	Unidad	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050
Costo planta (incluye tostador para Mx CHS)	US\$/tt	8,85	8,86	8,88	8,84	8,82	8,8	8,78	8,79	8,79	8,84	8,84
Costo planta (sin tostador mx RT)	US\$/tt	7,87	7,88	7,89	7,86	7,84	7,82	7,8	7,81	7,81	7,85	7,86
Costos procesamiento	Unidad	2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057				
Costo planta (incluye tostador para Mx CHS)	US\$/tt	8,81	8,8	8,77	8,79	8,11	7,94	8,84				
Costo planta (sin tostador mx RT)	US\$/tt	7,83	7,81	7,79	7,79	8,11	7,94	8,84				

Parámetros económicos procesamiento (OCC 11.12)	Unidad	2018 - 2058
Deducción metalúrgica cobre	%	3,4
Razón OxMo/MoS2	fracción	4
Descuento OxMo	US\$/Kg	1,83
Descuento sulf. Moly	US\$/Kg	2,95

9.4 ANEXO D: OPEX

9.4.1 Insumos relevantes

Insumo	Unidad	2019 - 2058
Precio Petróleo	US\$/lt	0,60
Precio Energía Eléctrica	US¢/kwh	11,82
Precio Agua Industrial	US/m ³	0,44

9.4.2 Flota equipos LHD caso base

LHD 9 yd3	CHS	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038
Flota operativa	# equipos	3	5	12	18	24	26	29	29	30	30	30	30	30	29	29	29	30	30	30	30
Flota total	# equipos	4	7	15	23	30	32	36	36	37	37	37	37	37	36	36	36	37	37	37	37
LHD 9 yd3	CHS	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058
Flota operativa	# equipos	30	31	31	30	29	30	29	30	31	31	32	30	30	31	30	30	27	22	13	3
Flota total	# equipos	37	39	39	37	36	37	36	37	39	39	40	37	37	39	37	37	34	28	16	4

9.4.3 Flota equipos LHD Caso 1: Trade-off

LHD 9 yd3	Pilar Oeste	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Flota operativa	# equipos					2	2	1	2	3	3	3	3	2	2	3				
Flota total	# equipos					3	3	2	3	4	4	4	4	3	3	4				

LHD 9 yd3	CHS	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038
Flota operativa	# equipos	3	5	12	18	24	27	30	29	29	30	31	30	30	30	28	30	30	32	32	31
Flota total	# equipos	4	7	15	23	30	34	37	36	36	37	39	37	37	37	35	37	37	40	40	39
LHD 9 yd3	CHS	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058
Flota operativa	# equipos	32	32	31	30	31	31	31	32	32	32	32	32	32	31	32	32	29	22	13	3
Flota total	# equipos	40	40	39	37	39	39	39	40	40	40	40	40	40	39	40	40	36	28	16	4

9.4.4 Flota equipos Caso 2: Aumento capacidad

LHD 9 yd3	Pilar Oeste	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Flota operativa	# equipos					2	2	3	4	5	5	5	4	5	4	3	3			
Flota total	# equipos					3	3	4	5	7	7	7	5	7	5	4	4			

LHD 9 yd3	CHS	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038
Flota operativa	# equipos	3	5	12	18	24	26	29	29	30	30	30	30	30	29	29	29	30	30	30	30
Flota total	# equipos	4	7	15	23	30	32	36	36	37	37	37	37	37	36	36	36	37	37	37	37
LHD 9 yd3	CHS	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056	2057	2058
Flota operativa	# equipos	30	31	31	30	29	30	29	30	31	31	32	30	30	31	30	30	27	22	13	3
Flota total	# equipos	37	39	39	37	36	37	36	37	39	39	40	37	37	39	37	37	34	28	16	4