



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

SISTEMA DE MANEJO DE MATERIALES EN MINERÍA POR HUNDIMIENTO CON
FRAGMENTACIÓN FINA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

ALEXIS ALEJANDRO REVECO FLORES

PROFESOR GUÍA:
VICTOR ENCINA MONTENEGRO

MIEMBROS DE LA COMISIÓN
MARIO SOLARI MARTINI
FRANCISCO CARRASCO JEREZ

SANTIAGO DE CHILE

2014

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA
OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO
CIVIL DE MINAS
POR: ALEXIS REVECO FLORES
PROF. GUÍA: VÍCTOR ENCINA M.

A medida que las operaciones mineras subterráneas se han ido profundizando, se ha encontrado roca más competente clasificada como roca primaria, la cual origina una granulometría más gruesa en comparación a la roca secundaria. Esto ha impactado fuertemente al manejo de minerales y ha afectado la productividad y costos de operación. Debido a esto gran parte de los avances tecnológicos de las últimas décadas han apuntado a esta actividad, principalmente a utilizar equipos más robustos que permitan manejar colpas de gran tamaño.

Si se considera que la fragmentación es uno de los parámetros más influyentes en el éxito y rendimiento de una operación, parece lógico enfocarse en este aspecto e invertir en fragmentar el macizo con el fin de obtener una granulometría extraíble más fina ($P_{100} < 72$ cm, $P_{80} < 30$ cm). Sin embargo, tampoco existe una referencia reciente del diseño de un sistema de manejo de minerales que permita aprovechar esta característica de manera óptima. Es por esto en este trabajo se propone tres alternativas de diseño, de las cuales se selecciona la mejor en base a argumentos técnicos y económicos, para finalmente compararla con una explotación convencional de Block Caving y determinar así cual es el margen económico disponible para gastar en fragmentación.

Se genera tres alternativas tomando como base de diseño un módulo de 90 m x 80 m, con cuatro galerías de producción y nueve galerías de zanja y buscando alcanzar una tasa de extracción objetivo de $2 \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^2 \text{ día}} \right]$. Los dos primeros diseños se basan en un sistema de manejo de minerales gravitacional mediante piques de traspaso, buzones alimentadores y camiones. La tercera alternativa se plantea como un diseño más tecnológico, que propone una mayor continuidad de la operación y una potencial automatización total. Consiste en equipos alimentadores diseñados específicamente en este estudio, los cuales vacían el mineral desde el punto de extracción a un transportador continuo de cadenas que descarga sobre un triturador de bajo perfil tipo sizer. Luego de reducir su tamaño, el mineral es traspasado por piques al Transporte Intermedio, donde una correa transportadora lo lleva al Transporte Principal.

Después de realizar la comparación técnica y económica se elige la Alternativa III como la mejor opción, debido principalmente a que su gasto más intensivo es en equipos, los cuales pueden ser reinstalados en otro módulo una vez terminada la explotación. Esta ventaja es importante considerando que cada módulo tiene una duración de 7 meses y se ve plasmada en un menor VAC al considerar un horizonte de explotación de 10 años. Otra ventaja que posee es que al implementar una automatización total del proceso se aumenta la seguridad de los operadores (al sacarlos del contacto directo con la explotación) y se disminuye los tiempos muertos, favoreciendo con ello la productividad.

Finalmente se obtiene que al comparar la Alternativa III con una explotación convencional mediante Panel Caving, se tiene un margen del 36% del CAPEX total para invertir en fragmentación, ganando entonces la oportunidad de facilitar la operación, aumentar la tasa de extracción y disminuir los tiempos de retorno de la inversión.

ABSTRACT

As underground mining operations have gone deeper, the presence of more competent rocks, known as primary rock and characterized by a higher particle size than secondary rock, is more frequent. This has greatly impacted the materials handling and has affected productivity and operating costs. Because of this, many of the technological advances of recent decades have pointed to this activity, mainly to the use of more robust equipment to handle oversize rocks.

If fragmentation is considered one of the most influential parameter in the success and performance of an operation, it makes sense to focus on this aspect and invest in fragmentation in order to obtain a smaller particle size (P100 <72 cm, P80 <30 cm). However, there is no reference to a recent design of a materials handling system that could exploit this feature optimally. That is why in this thesis three design alternatives are proposed, of which the best is selected, based on technical and economic arguments, and finally is compared with a conventional Block Caving operation in order to determine the available economic margin to invest in fragmentation.

Three alternatives were generated, based in a design module of 90 m x 80 m, with four production drifts, nine draw point drifts and seeking to achieve an extraction rate of $2 \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^2 \text{ día}} \right]$. The first two designs are based on a gravitational materials handling by ore passes, discharge chutes and trucks. The third alternative is proposed as a technological design, which offers greater continuity of operation and a potential full automation. Feeder equipment were specifically designed in this study, which discharge the mineral from the draw point to a continuous chain conveyor that discharges onto a sizer crusher. After reducing its size, the ore is transferred by ore pass to Haulage Level, where a conveyor carried it to the Main Haulage Level.

After performing the technical and economic comparison, Alternative III is chosen as the best option, mainly because its more intensive investment is in equipments, which can be reinstalled in another module after the operation finished. This advantage is important considering that each module is operated for 7 months and is reflected in a lower present value of costs, when considering a horizon of operation of 10 years. Another advantage is that when implementing a fully automated process, safety of operators is increased (when removed from direct contact with the holding) and downtime is reduced, thereby promoting productivity.

Finally when comparing the Alternative III with a conventional Block Caving, operation, it has a margin of 36% of total CAPEX to invest in fragmentation. With this, an opportunity to facilitate the operation, increase the extraction rate and decrease the time of return on investment is obtained.

*“A mi madre,
por su amor y apoyo incondicional”*

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar quisiera agradecer a mi familia. A mi madre Elena por su apoyo y sacrificio todos estos años. A mi hermano Hugo por ser el compañero de mil batallas y darme apoyo cada vez que lo necesité. A mi hermano Enrique por su amor y alegría. A mi padre por inculcarme que estudiar era el camino.

También agradezco a mis tíos Andrés y María por recibirme en su hogar y quererme como a un hijo más. A mi prima Camila por ser generosa y compartir el espacio y amor de sus padres.

A mi abuela Elena por su apoyo y amor fundamental. A mi abuelo Enrique por ser mi guía y darme esperanza en los peores momentos. A mis tíos Aliro y Camilo por estar conmigo cada vez que los necesité. A mi tío Ramiro y primos por su preocupación constante.

A mis amigos, “los de ayer, hoy y siempre” por apoyarme y darnos el espacio para seguir compartiendo a pesar de la distancia. Nany, Nico, Shifla y los demás, muchas gracias.

A mis amigos de la universidad, y desde hoy en adelante de la vida. A Isaac por acompañarme desde el primer día y pasar buenas y malas juntos. A José por el cariño y por dejarme compartir con su familia. A Kathy, Fabián, Yazna, Emiliano, Aldo, Alonso y todos muchas gracias. Nada tendría sentido sin ustedes.

A JRI Ingeniería por darme la oportunidad de realizar mi memoria de título en sus instalaciones. A Claudio Bravo, Leonardo Fenner y todos los profesionales que me brindaron consejos y apoyo.

A mi profesor guía Víctor Encina por siempre tener la disposición de orientarme y compartir su sabiduría. A mi profesor coguía Mario Solari por brindarme sus comentarios, lo cuales traté de recibir y usar siempre de la mejor manera.

A los compañeros de JRI Marcelo, Guillermo, Matías, Hugo, Seba y Mengo por hacer del trabajo una instancia más amena.

A cada persona con la que compartí un partido, un copete, una conversación durante esta linda etapa.

TABLA DE CONTENIDO

1	INTRODUCCIÓN.....	1
1.1	Contexto del problema.....	1
1.2	Objetivos del trabajo.....	2
1.3	Alcances del trabajo.....	2
1.4	Metodología.....	3
1.4.1	Estructura.....	3
1.4.2	Esquema.....	4
2	ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS.....	5
2.1	Teorías de flujo gravitacional.....	5
2.1.1	Teoría de Janelid y Kvapil (1966).....	5
2.1.2	Teoría de Tiraje Interactivo de Laubscher (1981).....	11
2.1.3	Estudio de Mecanismos de Flujo Gravitacional de Raúl Castro (2006).....	15
2.2	Conclusiones de Teorías de Flujo Gravitacional.....	21
3	DETERMINACIÓN DE LA MALLA DE EXTRACCIÓN.....	23
3.1	Antecedentes teóricos de mallas aplicadas en explotación de material secundario.....	23
3.2	Distribución espacial de elipsoides de extracción.....	25
3.2.1	Configuraciones básicas de elipsoides.....	26
3.2.2	Criterios geométricos de comparación.....	27
3.2.3	Evaluación de las configuraciones.....	31
3.3	Elección de Configuración Geométrica de Elipsoides.....	32
3.4	Definición de Malla de Extracción.....	33
3.5	Respaldo mediante Metodología de Laubscher.....	34
3.5.1	Fragmentación del material.....	34
3.5.2	Aplicación de Metodología para determinar el diámetro del elipsoide.....	35
4	CONCEPTOS Y CRITERIOS PARA DISEÑO DEL SISTEMA DE MANEJO DE MINERALES.....	38
4.1	Criterios y consideraciones previas a diseño minero.....	38
5	DISEÑO MINERO DE SISTEMAS PROPUESTOS.....	45
5.1	Alternativa I.....	45
5.1.1	Descripción general.....	45
5.1.2	Nivel de producción.....	45
5.1.3	Nivel de Transporte Intermedio.....	50
5.2	Alternativa II.....	54
5.2.1	Descripción general.....	54
5.2.2	Nivel de Producción.....	54
5.2.3	Nivel de Transporte Intermedio.....	58

5.3	Alternativa III	61
5.3.1	Descripción general	61
5.3.2	Nivel de Producción	61
5.3.3	Nivel de Transporte Intermedio.....	65
6	DEFINICIÓN DE LA ESTRUCTURA DE QUIEBRE.....	67
6.1	Criterios para la conformación de la WBS	67
6.2	Estructura de quiebre del trabajo realizado.....	67
7	EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE ALTERNATIVAS	70
7.1	Evaluación Económica de las Alternativas.....	70
7.1.1	Alternativa I.....	70
7.1.2	Alternativa II.....	72
7.1.3	Alternativa III	75
7.2	Comparación Técnico-Económica de Alternativas	78
7.2.1	Comparación Resultados Económicos	78
7.2.2	Evaluación Técnica.....	79
7.2.3	Elección de Diseño Minero para manejo de minerales con granulometría fina.....	82
7.3	Comparación económica con explotación mediante Método de Block Caving	83
7.3.1	Consideraciones previas a la comparación.....	83
7.3.2	Programa de preparación de obras mineras y explotación	83
7.3.3	Comparación Económica.....	84
8	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	87
9	BIBLIOGRAFÍA.....	89
10	ANEXOS	91
10.1	Anexo A: Estabilidad del Crown Pillar	91
10.2	Anexo B: Metodología Determinación de Colpas	92
10.3	Anexo C: Método Expansivo de Reducción Secundaria	92
10.4	Anexo D: Cálculo productividad equipo LHD	94
10.5	Anexo E: Dimensionamiento Camión 60 ton	95
10.6	Anexo F: Dimensionamiento Equipo Panzer Alternativa III.....	96
10.7	Anexo G: Dimensionamiento Equipo Sizer Alternativa III.....	97
10.8	Anexo H: Dimensiones Caverna Sizer	98
10.9	Anexo I: Dimensionamiento Correa Transportadora Alternativa III.....	98
10.10	Anexo J: Costos Preparación Alternativa I	99
10.11	Anexo K: Costos Preparación Alternativa II.....	100
10.12	Anexo L: Costos Preparación Alternativa III.....	102
10.13	Anexo M: Programa Explotación área Dacita con diseño Alternativa III	104
10.14	Anexo N: Evaluación Económica explotación Dacita con Diseño III.....	104

ÍNDICE DE FIGURAS

ILUSTRACIÓN 1.1: ESQUEMA DE METODOLOGÍA.....	4
ILUSTRACIÓN 2.1: ELIPSOIDES DE RELAJACIÓN Y EXTRACCIÓN.....	5
ILUSTRACIÓN 2.2: MODELO DE FLUJO DE JANELID Y KVAPIL.....	6
ILUSTRACIÓN 2.3: PARÁMETROS DE ELIPSOIDES DE RELAJACIÓN Y EXTRACCIÓN.....	8
ILUSTRACIÓN 2.4: ELIPSOIDE “CILINDRO DE EXTRACCIÓN”.....	8
ILUSTRACIÓN 2.5: APROXIMACIÓN TEÓRICA DEL DIÁMETRO DE ELIPSOIDE DE EXTRACCIÓN (W') EN FUNCIÓN DE LA ALTURA DE EXTRACCIÓN (H_T). UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK, 1996.	9
ILUSTRACIÓN 2.6: CONFIGURACIÓN DE ELIPSOIDE DE EXTRACCIÓN. UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK, 1996.	10
ILUSTRACIÓN 2.7: CURVA PARA DETERMINAR EL DIÁMETRO DE ELIPSOIDE (W') EN FUNCIÓN DE LA ALTURA DE EXTRACCIÓN (H_T), PARA SLC. UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK, 1996.	11
ILUSTRACIÓN 2.8: MODELO INTERACTIVO PARA UN CONJUNTO DE PUNTOS.....	12
ILUSTRACIÓN 2.9: CURVA PROPUESTA POR D. LAUBSCHER PARA DETERMINAR LA ALTURA DE INTERACCIÓN.....	14
ILUSTRACIÓN 2.10: DIÁMETRO DE ELIPSOIDE DE TIRAJE AISLADO PROPUESTO POR D. LAUBSCHER.	15
ILUSTRACIÓN 2.11: GRANULOMETRÍAS UTILIZADAS POR CASTRO ES SU ESTUDIO.....	16
ILUSTRACIÓN 2.12: PERFIL LONGITUDINAL REPRESENTATIVO DEL TONELAJE REMANENTE Y RECUPERACIÓN PRIMARIA.	17
ILUSTRACIÓN 2.13: DISTANCIAS EN UNA MALLA TIPO TENIENTE.....	19
ILUSTRACIÓN 3.1: COMPARACIÓN GRANULOMETRÍA PROPORCIONADA CON MATERIAL PRIMARIO Y SECUNDARIO.....	23
ILUSTRACIÓN 3.2: LAYOUT "DIAGONAL" UTILIZADO EN ANDINA, CHILE.....	24
ILUSTRACIÓN 3.3: MÉTODO DE PARRILLAS UTILIZADO EN ANDINA, CHILE.....	25
ILUSTRACIÓN 3.4: CONFIGURACIÓN CUADRANGULAR TANGENTE.....	26
ILUSTRACIÓN 3.5: CONFIGURACIÓN TRIANGULAR TANGENTE.....	27
ILUSTRACIÓN 3.6: DENSIDAD DE ÁREA.....	28
ILUSTRACIÓN 3.7: VISTA PLANTA ÁNGULO FORMADO ENTRE EJES.....	28
ILUSTRACIÓN 3.8: INTERACCIÓN CONFIGURACIÓN CUADRANGULAR.....	29
ILUSTRACIÓN 3.9: ANISOTROPÍA.....	30
ILUSTRACIÓN 3.10: DISTORSIÓN. EJEMPLO DISTRIBUCIÓN CUADRANGULAR Y TRIANGULAR TANGENTE.	30
ILUSTRACIÓN 3.11: CONFIGURACIÓN CUADRANGULAR TRASLAPADA.....	32
ILUSTRACIÓN 3.12: MALLA CUADRADA BASE DE DISEÑO REALIZADO.....	33
ILUSTRACIÓN 3.13: CURVA GRANULOMÉTRICA INICIAL PROPORCIONADA POR JRI INGENIERÍA.	35
ILUSTRACIÓN 3.14: ÁBACO DE LAUBSCHER PARA DETERMINACIÓN DE DIÁMETRO DE ELIPSOIDE DE EXTRACCIÓN.....	36
ILUSTRACIÓN 3.15: MALLA DE EXTRACCIÓN CON ELIPSOIDES TRASLAPADOS.....	37
ILUSTRACIÓN 4.1: UBICACIÓN DEL CENTRO DEL ELIPSOIDE CON RESPECTO A BATEA.....	39
ILUSTRACIÓN 4.2: CRITERIO DE ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES UTILIZADO.....	40
ILUSTRACIÓN 4.3: PARÁMETROS DE DISEÑO BATEA.....	41
ILUSTRACIÓN 4.4: CRITERIO DE DETERMINACIÓN DE DIÁMETRO DE PIQUES DE TRASPASO. HUSTRULID Y SUN (2004).	42
ILUSTRACIÓN 4.5: MÉTODO DE ESTIMACIÓN DE CANTIDAD DE COLPAS.....	42
ILUSTRACIÓN 4.6: EQUIPO PERFORADOR MÓVIL.....	44
ILUSTRACIÓN 5.1: MALLA EXTRACCIÓN ALTERNATIVA I.....	46
ILUSTRACIÓN 5.2: PERFIL PUNTO DE EXTRACCIÓN ALTERNATIVA I.....	47
ILUSTRACIÓN 5.3: OCURRENCIA DE SOBRETAMAÑO PARA TASA DE EXTRACCIÓN OBJETIVO DE 2 tonm² * día	48
ILUSTRACIÓN 5.4: PARRILLA DE REDUCCIÓN SECUNDARIA.....	49
ILUSTRACIÓN 5.5: PERFIL: DIÁMETRO E INCLINACIÓN DE PIQUES DE TRASPASO.	50
ILUSTRACIÓN 5.6: ESQUEMA DISPOSICIÓN NIVEL DE PRODUCCIÓN Y NIVEL DE TRANSPORTE INTERMEDIO ALTERNATIVA I.....	51
ILUSTRACIÓN 5.7: BUZÓN Y CHUTE ALIMENTADOR DE CAMIONES.....	52
ILUSTRACIÓN 5.8: EMPALME NIVEL DE PRODUCCIÓN CON NIVEL DE TRANSPORTE INTERMEDIO ALTERNATIVA I.....	53
ILUSTRACIÓN 5.9: VISTA 3D DEL MÓDULO ALTERNATIVA I.....	54
ILUSTRACIÓN 5.10: MALLA EXTRACCIÓN ALTERNATIVA II.....	55
ILUSTRACIÓN 5.11: BUTIRA MECANIZADA EN POSICIÓN CERRADA Y ABIERTA RESPECTIVAMENTE.	56
ILUSTRACIÓN 5.12: PERFIL PUNTO DE EXTRACCIÓN ALTERNATIVA II.....	56

ILUSTRACIÓN 5.13: ESTRUCTURA PARRILLA - PUENTE ALTERNATIVA II	57
ILUSTRACIÓN 5.14: TOLVA DE ALMACENAMIENTO ORIGINADA A PARTIR DEL "DESQUINCHE" DEL PIQUE DE TRASPASO	58
ILUSTRACIÓN 5.15: ESQUEMA DISPOSICIÓN NIVEL DE PRODUCCIÓN Y NIVEL DE TRANSPORTE INTERMEDIO ALTERNATIVA II.....	59
ILUSTRACIÓN 5.16: EMPALME NIVEL DE PRODUCCIÓN CON NIVEL DE TRANSPORTE INTERMEDIO ALTERNATIVA II....	60
ILUSTRACIÓN 5.17: VISTA 3D DEL MÓDULO ALTERNATIVA II	60
ILUSTRACIÓN 5.18: MALLA DE EXTRACCIÓN ALTERNATIVA III	62
ILUSTRACIÓN 5.19: PERFIL PUNTO DE EXTRACCIÓN ALTERNATIVA III	63
ILUSTRACIÓN 5.20: EQUIPO ALIMENTADOR DE ALTERNATIVA III.....	64
ILUSTRACIÓN 5.21: VISTA SUPERIOR DE ALIMENTADOR Y PANZER (VERDE).....	64
ILUSTRACIÓN 5.22: VISTA ISOMÉTRICA. EQUIPO ALIMENTADOR Y OTROS COMPONENTES DEL SISTEMA	65
ILUSTRACIÓN 5.23: VISTA ISOMÉTRICA CAVERNAS CHANCADOR SIZER Y CONEXIÓN A TRANSPORTE INTERMEDIO. ...	66
ILUSTRACIÓN 5.24: VISTA 3D DEL MÓDULO ALTERNATIVA III	66
ILUSTRACIÓN 7.1: PLAN CONSTRUCCIÓN MÓDULO ALTERNATIVA I.....	71
ILUSTRACIÓN 7.2: PLAN CONSTRUCCIÓN MÓDULO ALTERNATIVA II	74
ILUSTRACIÓN 7.3: PLAN CONSTRUCCIÓN MÓDULO ALTERNATIVA II	76
ILUSTRACIÓN 7.4: CRONOGRAMA DE PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN ALTERNATIVA III.....	84
ILUSTRACIÓN 10.1: PROPAGACIÓN FRACTURA CON PFC.....	93
ILUSTRACIÓN 10.2: EQUIPOS LHD SANDVIK LH201	94
ILUSTRACIÓN 10.3: CAMIÓN 60 TON. MINETRUCK MT6020 ATLAS COPCO	96
ILUSTRACIÓN 10.4: TRANSPORTADOR DE CADENAS (PANZER).....	97
ILUSTRACIÓN 10.5: TRITURADOR SIZER (CARACTERÍSTICAS)	97
ILUSTRACIÓN 10.6: DIMENSIONES CAVERNA SIZER	98
ILUSTRACIÓN 10.7: PROGRAMA EXPLOTACIÓN ÁREA DACITA	104
ILUSTRACIÓN 10.8: EVALUACIÓN ECONÓMICA EXPLOTACIÓN ÁREA DACITA.....	104

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 3.1: ANTECEDENTES MALLAS UTILIZADAS EN EXPLOTACIÓN DE MATERIAL SECUNDARIO.....	24
TABLA 3.2: ÍNDICES GEOMÉTRICOS DE LAS CONFIGURACIONES.....	31
TABLA 3.3: RESULTADOS GEOMÉTRICOS CONFIGURACIÓN CUADRANGULAR TRASLAPADA.....	32
TABLA 4.1: RESULTADOS PRODUCTIVIDAD DE EQUIPO LHD.....	39
TABLA 4.2: RESULTADOS DISEÑO CROWN PILLAR.....	42
TABLA 4.3: TONELAJE ENTRE COLPAS SEGÚN RANGO DE TAMAÑO.....	43
TABLA 4.4: CANTIDAD DE COLPAS POR DÍA EN PUNTO DE EXTRACCIÓN. SEGÚN TASA DE EXTRACCIÓN.....	43
TABLA 5.1: DIÁMETRO DE PIQUE EN FUNCIÓN DE PROBABILIDAD DE GENERAR ATASCOS.....	49
TABLA 6.1: DESGLOSE NIVEL DE PRODUCCIÓN.....	68
TABLA 6.2: DESGLOSE NIVEL DE TRANSPORTE INTERMEDIO.....	69
TABLA 7.1: LABORES DE PREPARACIÓN MÓDULO ALTERNATIVA I.....	70
TABLA 7.2: COSTOS DE PREPARACIÓN DEL MÓDULO. ALTERNATIVA I.....	71
TABLA 7.3: INVERSIÓN EQUIPOS PRINCIPALES. ALTERNATIVA I.....	72
TABLA 7.4: COSTO TOTAL POR TONELADA. ALTERNATIVA I.....	72
TABLA 7.5: LABORES DE PREPARACIÓN MÓDULO ALTERNATIVA II.....	73
TABLA 7.6: COSTOS DE PREPARACIÓN DEL MÓDULO. ALTERNATIVA II.....	74
TABLA 7.7: INVERSIÓN EQUIPOS PRINCIPALES. ALTERNATIVA II.....	74
TABLA 7.8: COSTO TOTAL POR TONELADA. ALTERNATIVA II.....	75
TABLA 7.9: LABORES DE PREPARACIÓN MÓDULO ALTERNATIVA III.....	75
TABLA 7.10: COSTOS DE PREPARACIÓN DEL MÓDULO. ALTERNATIVA III.....	76
TABLA 7.11: INVERSIÓN EQUIPOS PRINCIPALES. ALTERNATIVA III.....	77
TABLA 7.12: COSTO TOTAL POR TONELADA. ALTERNATIVA III.....	77
TABLA 7.13: COMPARACIÓN ECONÓMICA DE ALTERNATIVAS.....	78
TABLA 7.14: VIDA ÚTIL EQUIPOS PRINCIPALES.....	79
TABLA 7.15: VAC DE ALTERNATIVA I Y II PARA UN HORIZONTE DE EXPLOTACIÓN DE 10 AÑOS.....	79
TABLA 7.16: VENTAJAS ALTERNATIVA II.....	80
TABLA 7.17: DESVENTAJAS ALTERNATIVA II.....	80
TABLA 7.18: VENTAJAS ALTERNATIVA III.....	81
TABLA 7.19: DESVENTAJAS ALTERNATIVA III.....	82
TABLA 7.20: COMPARACIÓN GENERAL PROYECTO DACITA VS DISEÑO III.....	84
TABLA 7.21: RESULTADOS ECONÓMICOS PROYECTO DACITA.....	85
TABLA 7.22: PARÁMETROS EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	85
TABLA 7.23: VAN OBTENIDO SEGÚN INVERSIÓN DEL NH.....	85
TABLA 10.1: DATOS PARA CÁLCULO ESTABILIDAD PILAR.....	91
TABLA 10.2: CARTUCHOS DISPONIBLES DE PFC.....	93
TABLA 10.3: CÁLCULO PRODUCTIVIDAD LHD.....	94
TABLA 10.4: CÁLCULO FLOTA CAMIONES ALT. I Y II.....	95
TABLA 10.5: DIMENSIONAMIENTO TRANSPORTADOR DE CADENAS.....	96
TABLA 10.6: DIMENSIONAMIENTO TRITURADOR SIZER.....	97
TABLA 10.7: DIMENSIONAMIENTO CORREA TRANSPORTADORA 72".....	98
TABLA 10.8: DETALLE COSTOS PREPARACIÓN ALTERNATIVA I.....	100
TABLA 10.9: DETALLE COSTOS PREPARACIÓN ALTERNATIVA II.....	101
TABLA 10.10: DETALLE COSTOS PREPARACIÓN ALTERNATIVA III.....	103

1 INTRODUCCIÓN

1.1 Contexto del problema

La evolución de los diseños de sistemas de extracción y transporte en minería por hundimiento ha apuntado a la utilización de equipos de gran tamaño aptos para manejar mineral de granulometría gruesa. Esto como resultado del agotamiento paulatino de las reservas en roca secundaria que dio paso a la explotación de yacimientos en roca primaria.

Los métodos de explotación por hundimiento en particular, se han visto modernizados por tecnologías que involucran principalmente un mayor tamaño de equipos y la automatización del proceso con el fin de aumentar su productividad. Ejemplos de esta “modernización” son la incorporación de equipos LHD de hasta 13 yd³ y también la implementación de sistemas de telecomando, los cuales no han logrado mejoras sustanciales (Arancibia E., 2009). Incluso, innovaciones más significativas como la minería continua siguen esta tendencia a la “robustez” con la implementación de equipos resistentes que permiten manejar mayor tamaño de roca de manera automatizada y más fluida.

Si se considera que la fragmentación es el parámetro más importante que involucra el rendimiento y el éxito de la operación de hundimiento (Van As y Van Hout, 2008), parece lógico realizar una inversión mayor en este aspecto con el fin de facilitar el manejo de minerales y alcanzar una tasa de extracción mayor. Sin embargo, si actualmente se tuviera reservas explotables con granulometría fina (semejante a la de roca secundaria) originada por algún método artificial, no existe una referencia reciente que utilice tecnologías modernas para realizar la explotación en estas condiciones. La última aplicación en Chile es la del sector Parrillas del Tercer Panel de División Andina (2003).

Es bajo este contexto que la empresa JRI Ingeniería propone al autor la realización de un estudio de alternativas de manejo de minerales de granulometría fina y la definición de un diseño minero que optimice la extracción con el fin de poder determinar cuál es el margen económico disponible para invertir en fragmentación. La motivación del trabajo se podría plantear a través de las siguientes preguntas:

- ¿Cuál sería el diseño minero más conveniente para explotación de macizos altamente fracturados o con una granulometría generada fina?
- ¿Cuál es el costo máximo rentable de una tecnología de fragmentación artificial?

1.2 Objetivos del trabajo

El objetivo principal del tema de memoria es el diseño minero de un sistema para explotación por hundimiento en condiciones de mineral fino que minimice el costo total de extracción y traspaso.

Como objetivos específicos se tiene:

- Actualizar los criterios de diseño para explotaciones por hundimiento en condiciones de mineral fino (P100<70 cm; P80<30 cm).
- Dimensionar y diseñar el proceso de producción y traspaso, incluyendo una caracterización y dimensionamiento de equipos y sistemas de servicio o apoyo requeridos para su operación.
- Evaluar la diferencia de costos del diseño propuesto respecto del manejo de mineral grueso (P100<300; P90< 170; P80<120 cm) con diseño convencional LHD y determinar costo máximo rentable para una posible tecnología de fragmentación artificial.

1.3 Alcances del trabajo

Los alcances del trabajo son:

1. El trabajo a realizar es un Estudio de Selección (Trade Off), por tanto sólo comprende evaluaciones diferenciales de Capex y Opex relativos a la extracción y manejo de materiales en explotaciones por hundimiento.
2. El autor trabajará principalmente en los aspectos mineros del proceso productivo y establecerá los requerimientos de ventilación, equipos mecánicos y filosofía de operación.
3. La evaluación económica se hará con datos proporcionados por JRI. Esto comprende costos unitarios para el diseño propuesto y costos actualizados para los diseños de referencia en mineral grueso y fino.
4. El estudio se enmarca en los siguientes límites de batería: Inicio desde hundimiento y fin en entrega a transporte principal.

1.4 Metodología

1.4.1 Estructura

La metodología contemplada para la realización del trabajo es la siguiente:

- Revisión bibliográfica y recopilación de antecedentes
 - Revisión bibliográfica referente principalmente a Teorías de flujo gravitacional, Determinación de espaciamiento de puntos de extracción, Descripción de métodos referentes, Diseño de sistemas de traspaso, etc.
- Determinación de espaciamiento y configuración de puntos de extracción para mineral fino.
 - En base a antecedentes y a metodología seleccionada. Punto inicial de la etapa de diseño.
- Definición de estructura de desglose del trabajo (WBS).
 - Definir la estructura de descomposición del trabajo con el fin de tener una fácil identificación de todos los elementos y niveles del diseño.
- Definición de criterios y conceptos de diseño
 - Descripción detallada de cada uno de los criterios usados para la realización de diseño de alternativas.
- Desarrollo del diseño y requerimientos del sistema moderno de manejo de materiales para mineral fino y cubicaciones según WBS.
 - Realización del diseño propiamente tal con herramienta CAD. Cálculo de requerimientos y cubicación de acuerdo a la misma estructura anterior.
- Evaluación de sistema propuesto y comparación con referente de explotación de mineral grueso (costos de capital y costos de operación) con aporte de datos JRI.
 - Comparación tanto técnica como económica. La primera fundamentada en aspectos operacionales. La segunda a partir de WBS y datos proporcionados por JRI Ingeniería.
- Discusión y Conclusiones

1.4.2 Esquema

El esquema de la metodología antes especificada se presenta en la Ilustración 1.1.

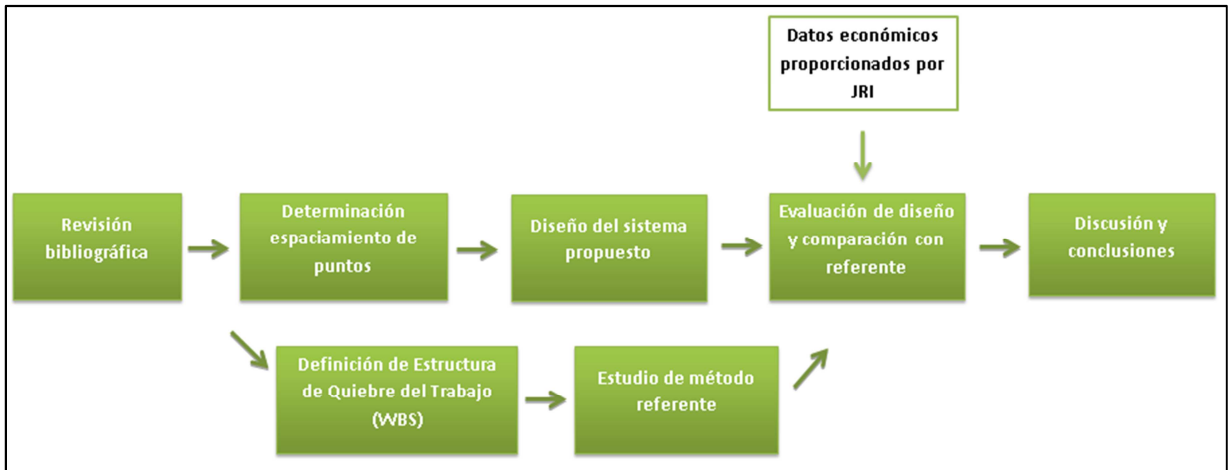


Ilustración 1.1: Esquema de metodología

A partir de este se puede observar más claramente que hay etapas que se pueden desarrollar de manera paralela.

2 ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS

2.1 Teorías de flujo gravitacional

El fenómeno de flujo gravitacional se define como el movimiento de un grupo de partículas que interactúan entre sí y cuyas trayectorias son gobernadas, tanto por la gravedad como por las fuerzas, causadas por su interacción (Castro, 2006). Este ha sido estudiado desde la primera aplicación del Block Caving en Estados Unidos (Lehman, 1916) y son varios los autores que han intentado explicarlo principalmente mediante modelos físicos de laboratorio usando arena, grava o roca fragmentada, y también a escala mina, utilizando marcadores como neumáticos, barras de acero adjuntas a rocas o restos de construcciones de niveles superiores.

A continuación se revisa alguna de estas teorías y sus principales postulados.

2.1.1 Teoría de Janelid y Kvpil (1966)

Fue desarrollada por los investigadores Janelid y Kvpil a partir de estudios sobre modelos físicos de arena y por observaciones en minas explotadas por Sublevel Caving. Los modelos fueron construidos a escala con capas de arena de distintos colores, simulando mediante ellas el flujo de material hacia una única abertura o punto de extracción, para finalmente extrapolar los resultados al flujo de material quebrado en una explotación por hundimiento a escala real.

De acuerdo a su modelo (ver ilustración 2.2), al realizar la extracción de capas de arena horizontales, el escurrimiento se produce por aberturas ubicadas en la mitad del fondo y se va rellenando por material superior según se requiera. A medida que se realiza la extracción, se produce una deflexión de las líneas horizontales hacia la abertura, la cual luego da lugar a la formación de una elipse o similar que en tres dimensiones se presenta como una elipse de revolución alargada a la cual se le denomina “Elipsoide de Relajación”. En este proceso se distingue dos zonas, una zona activa con movimiento y una zona pasiva sin movimiento. El movimiento en la zona activa es provocado por la extracción de un volumen menor, denominado “Elipsoide de Extracción”, dentro del cual se producen desplazamientos masivos con abundantes movimientos relativos entre partículas.

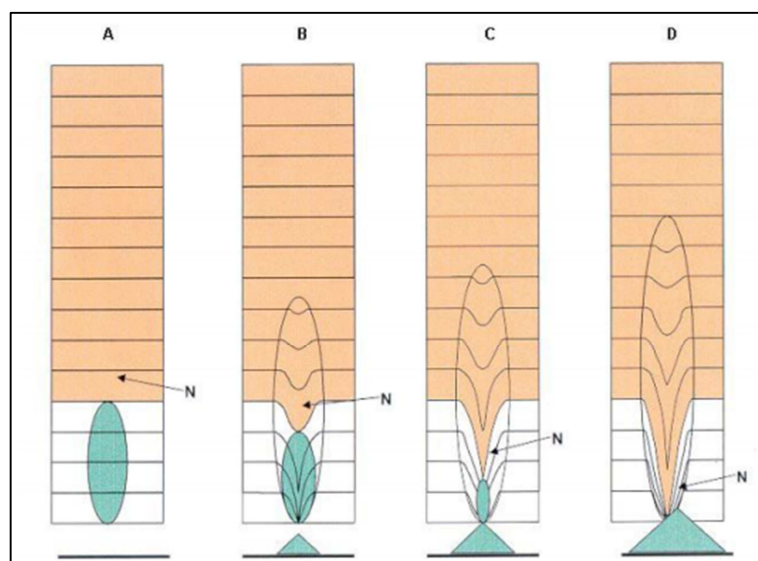


Ilustración 2.1: Elipsoides de Relajación y Extracción

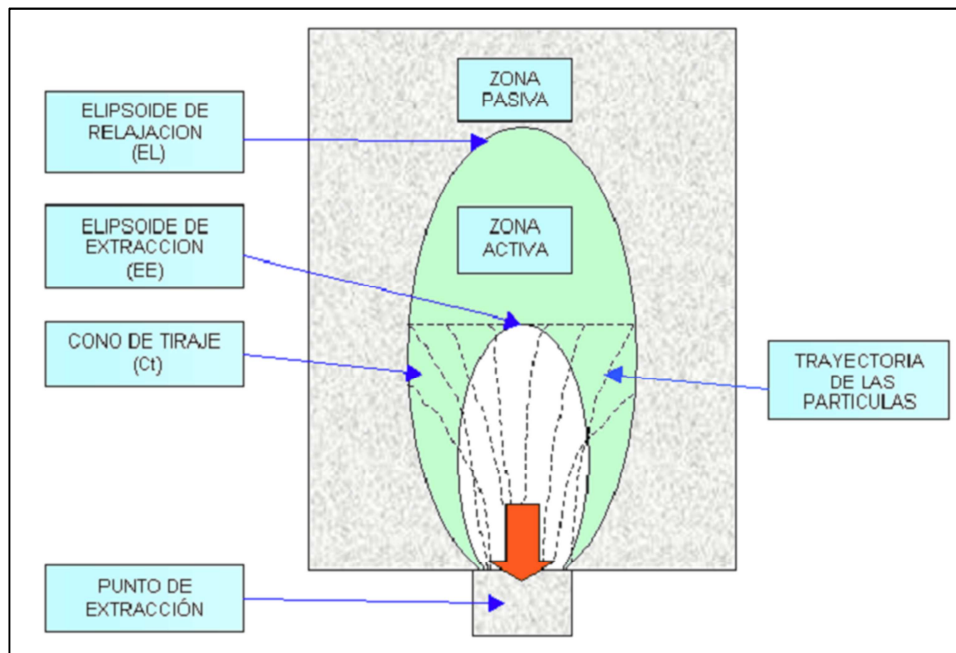


Ilustración 2.2: Modelo de flujo de Janelid y Kvapil

A continuación se define los principales conceptos involucrados en este modelo:

- Elipsoide de Extracción (EE): Es el límite del material quebrado que se ubica sobre un punto de extracción. Se refiere al concepto de elipsoide de revolución o volumen de extracción donde la gravedad juega un papel fundamental, sin aceptar que necesariamente es un elipsoide.

El diámetro del elipsoide depende principalmente de las características geotécnicas de la roca (RMR, FF/m), las que determinan el grado de fragmentación y el ancho, o abertura, del punto de extracción.

- Elipsoide de Relajación (EL): Envoltente de la zona activa fuera de la cual no hay movimiento de partículas. El material que se encuentra dentro del Elipsoide de Relajación tiene una densidad inferior en comparación con el material que se encuentra al exterior de éste, debido a que las partículas que están dentro del elipsoide se encuentran más separadas una de otras por efecto de la extracción o tiraje.
- Zona Activa: Zona en la cual las partículas experimentan movimientos verticales y radiales.
- Cono de Tiraje (Ct): Cono en que el movimiento de las partículas es radial.
- Zona Pasiva: Zona de material estacionario, en donde la velocidad de movimiento de partículas es baja.

En base a experiencias con modelos, Kvapil estableció una relación entre la geometría del Elipsoide de Extracción y del Elipsoide de Relajación. La razón entre los volúmenes producida al iniciarse el escurrimiento de materiales es constante y está determinada por la siguiente relación:

$$\frac{V_{EE}}{V_{EL}} = \frac{1}{15}$$

Dónde V_{EE} es el volumen del Elipsoide de Extracción y V_{EL} el volumen del Elipsoide de Relajación.

El diámetro del Elipsoide de Extracción está determinado por la resistencia al escurrimiento de las partículas, observándose que mientras mayor es su movilidad menor es su diámetro. Además se estableció que la movilidad de las partículas depende básicamente de la granulometría del mineral, siendo en general mayor cuando el mineral es más fino. La resistencia al escurrimiento o movilidad se ve influenciada por los siguientes factores:

- Forma de los fragmentos.
- Forma y rugosidad de las partículas.
- Presencia de finos entre material granular.
- Presión litostática sobre la masa en movimiento.
- Competencia de las rocas.
- Humedad del material.

A medida que aumenta la extracción de mineral, disminuye la excentricidad del Elipsoide de Extracción, que es la relación entre la altura y diámetro del elipsoide (ecuación 2.1, ilustración 2.3). Es decir, aunque el elipsoide crece en altura, tanto como lo permite la columna, su crecimiento en diámetro está acotado a un valor que permanece constante a partir de un momento determinado, adquiriendo así una forma cilíndrica de diámetro constante. Este “cilindro de extracción” es afectado por un desplazamiento masivo, es decir, por movimientos primarios, favoreciendo así el descenso parejo del contacto estéril - mineral, minimizando la dilución al interior del volumen que escurre.

$$E = \frac{1}{(a_E * \sqrt{a_E^2 - b_E^2})}$$

Ecuación 2.1: Excentricidad de un elipsoide

Donde E es la excentricidad del elipsoide, a_E el semi-eje mayor y b_E el semi-eje menor.

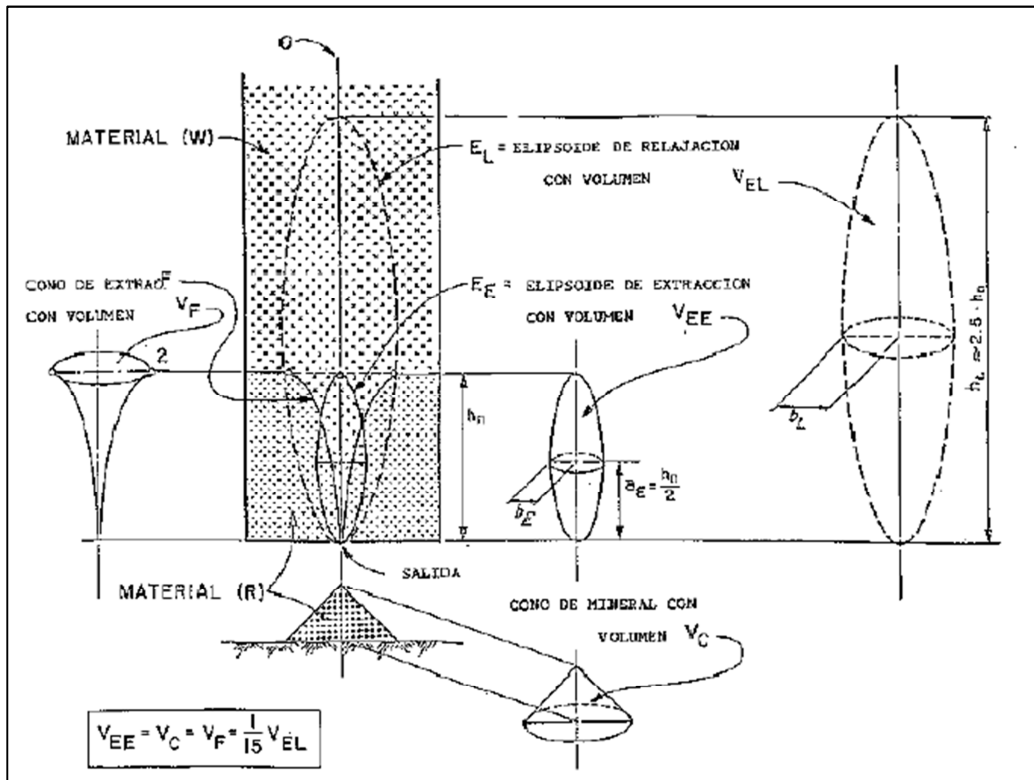


Ilustración 2.3: Parámetros de Elipsoides de Relajación y Extracción

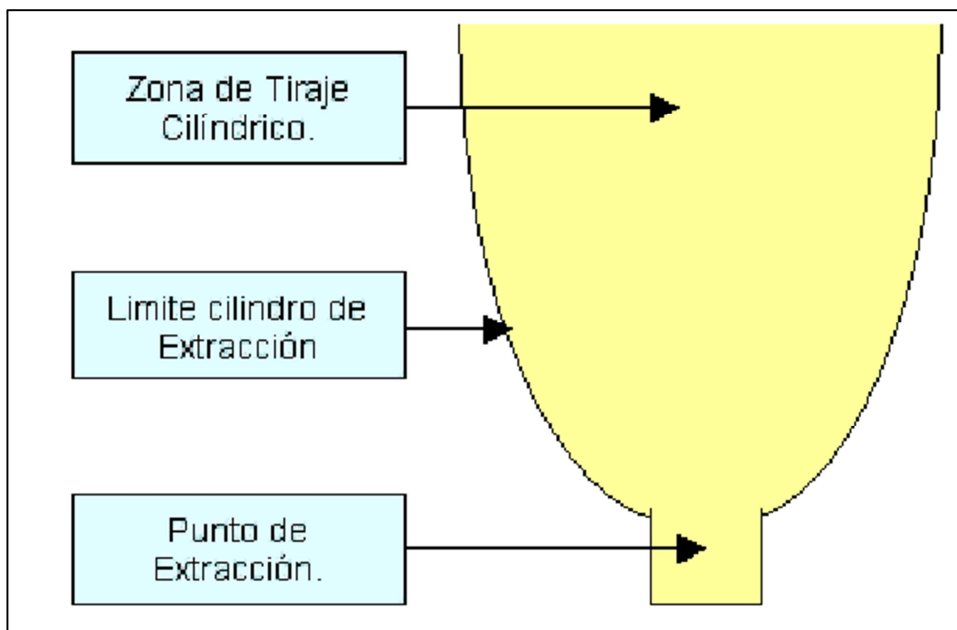


Ilustración 2.4: Elipsoide “Cilindro de Extracción”

El modelo de Flujo Gravitacional desarrollado por Kvpil para Sublevel Caving, entrega algunas curvas y fórmulas empíricas que se pueden usar para determinar el diámetro del elipsoide de extracción en el método de Panel Caving. La aplicación de esta metodología a un Panel Caving, considera que para tener una adecuada extracción, la distancia entre los puntos de extracción debe ser tal que los elipsoides estén en contacto.

Se estima un ancho teórico W' del elipsoide de extracción, asumiendo que se extrae material a través de una abertura mínima. Al suponer una fragmentación normal del material quebrado la abertura mínima teórica es alrededor de 1,8 m. El ancho efectivo "a" generalmente es más grande que el ancho de la abertura mínima, y por lo tanto, el ancho total W_T del elipsoide será más grande que el teórico.

Se aproxima el ancho total W_T y el radio total d_T del Elipsoide de Extracción para una altura h_T mediante la siguiente fórmula:

$$d_T \leq \frac{W_T}{2}; \quad W_T \approx W' + a - 1,8$$

Ecuación 2.2: Fórmulas empíricas para diámetro de elipsoide de extracción

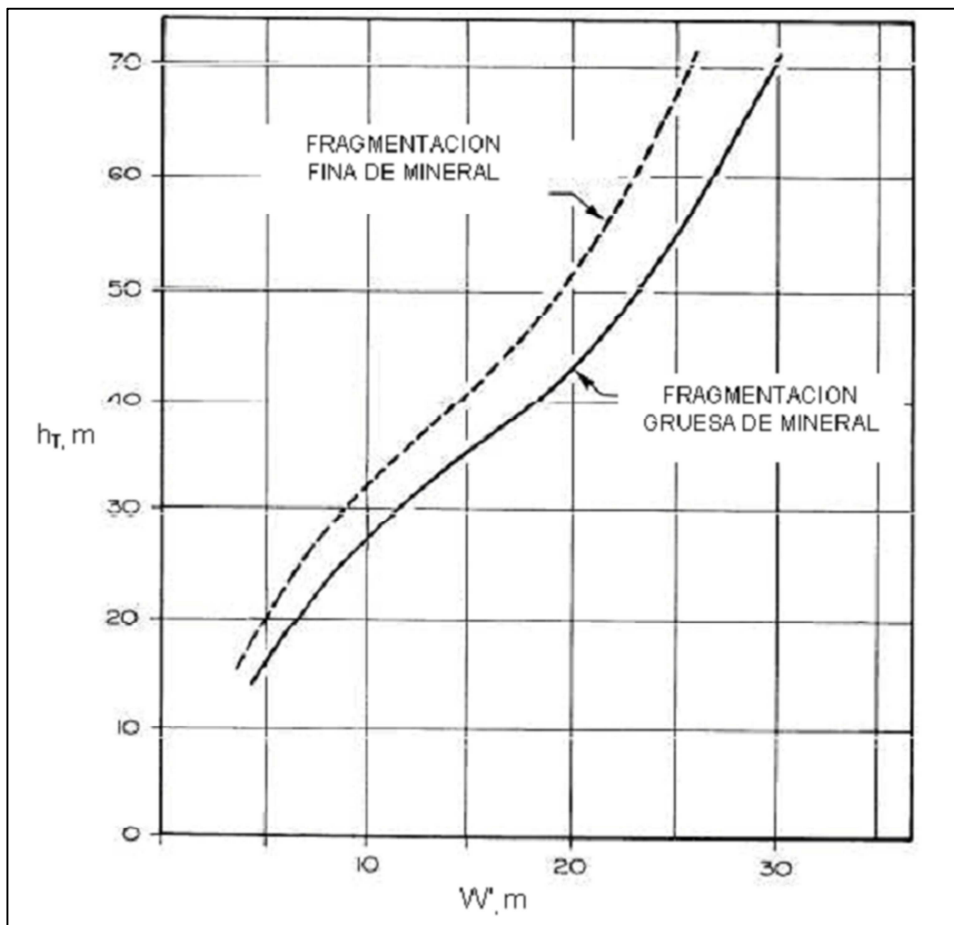


Ilustración 2.5: Aproximación teórica del diámetro de Elipsoide de Extracción (W') en función de la Altura de Extracción (h_T). Underground Mining Methods Handbook, 1996.

En la curva de la Ilustración 2.5, Kvapil no especifica los rangos de tamaño de la fragmentación gruesa y la fragmentación fina, no obstante se asume que la fragmentación gruesa corresponde un porcentaje de extracción menor a un 30%.

De la Ilustración 2.6, correspondiente a la configuración del Elipsoide de Extracción de esta teoría, se pueden extraer las siguientes relaciones entre cada uno de los términos involucrados:

$$h_T = f_1(W')$$

$$W' = f_2(W_T)$$

$$W_T = f_3(d_T)$$

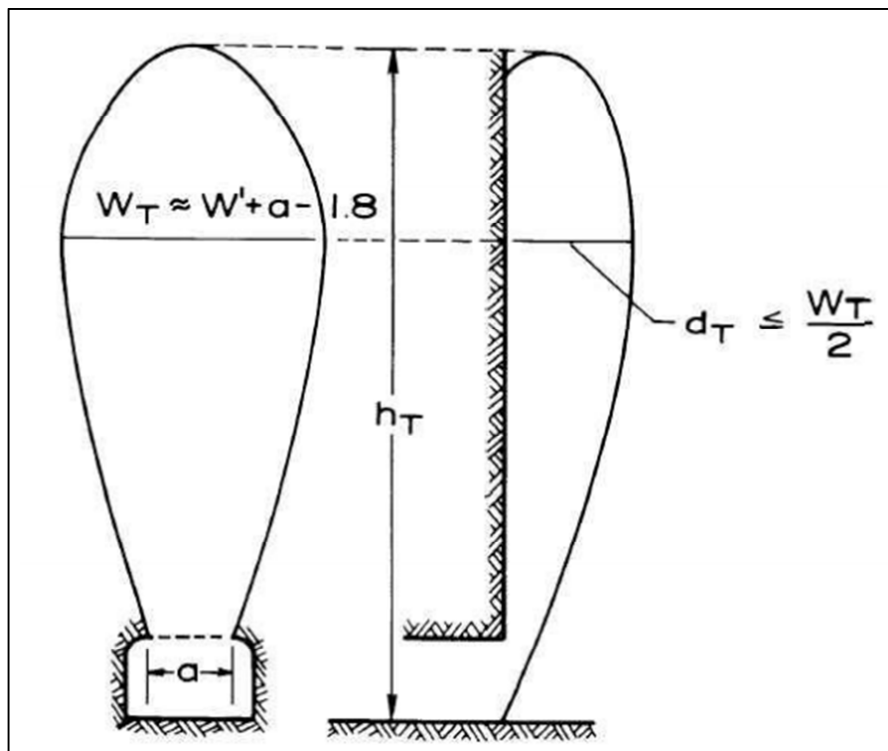


Ilustración 2.6: Configuración de Elipsoide de Extracción. Underground Mining Methods Handbook, 1996.

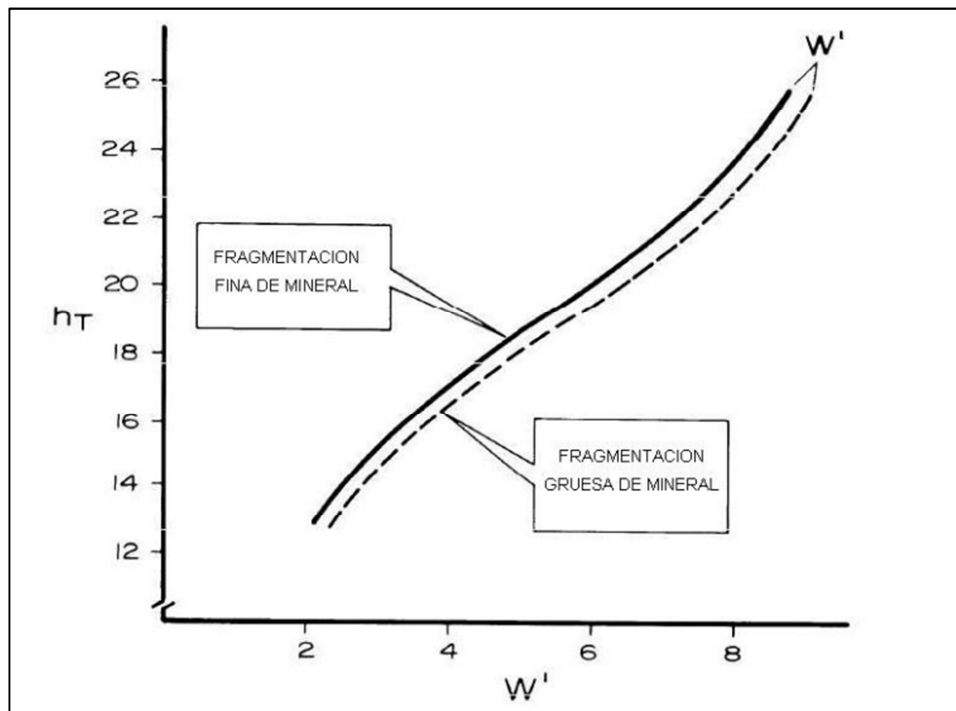


Ilustración 2.7: Curva para determinar el Diámetro de Elipsoide (W') en función de la Altura de Extracción (h_T), para SLC. *Underground Mining Methods Handbook*, 1996.

2.1.2 Teoría de Tiraje Interactivo de Laubscher (1981)

Esta teoría está basada en los estudios del investigador D. Laubscher en las minas de asbesto de Shabanie y Gath's en Zimbabwe. En ella se establece una relación directa entre el espaciamiento de los puntos de extracción y la interacción de las zonas de tiraje a partir de pruebas hechas en modelos de arena.

Laubscher concuerda con lo planteado por Janelid y Kvapil en lo relacionado a flujo de mineral para un punto aislado, pero difiere radicalmente sobre el tiraje conjunto de puntos adyacentes. Él sostiene para este caso, que el principio de superposición de elipsoides no puede aplicarse para explicar el comportamiento de un grupo de puntos cercanos que se extraen simultáneamente.

La teoría interactiva de Laubscher considera dos posibles estados del comportamiento del flujo gravitacional, que van a depender de las variables de diseño y operativas. Los estados son: Flujo Aislado y Flujo Interactivo.

El primero será aquel que se genera cuando la distancia entre los puntos de extracción excede 1.5 veces el diámetro de tiraje aislado, o cuando existe tiraje no uniforme. El Flujo Interactivo en cambio, se genera cuando la distancia entre los puntos de extracción es menor a 1.5 veces el diámetro del elipsoide de tiraje aislado.

$$S > 1.5 * \phi_{Elipsoide} \rightarrow FLUJO AISLADO$$

$$S < 1.5 * \phi_{Elipsoide} \rightarrow FLUJO INTERACTIVO$$

El fenómeno de interacción puede enunciarse como:

Si un conjunto de puntos separados a una distancia menor que cierto valor crítico es extraído simultáneamente, se crea una zona de interacción sobre la abertura de descarga, en la cual los campos de esfuerzos interactúan provocando movimientos laterales de las partículas que vienen de la zona superior, sometidas a fuerte presión vertical. Esta zona de migración lateral se denomina “Zona de Interacción”, en ella se producen elipsoides de gran excentricidad que tienen una influencia notable en la altura dentro de la zona, es decir el material que ingresa en ellos se mueve con gran velocidad.

En la Ilustración 2.8 se muestra el modelo interactivo para un conjunto de puntos.

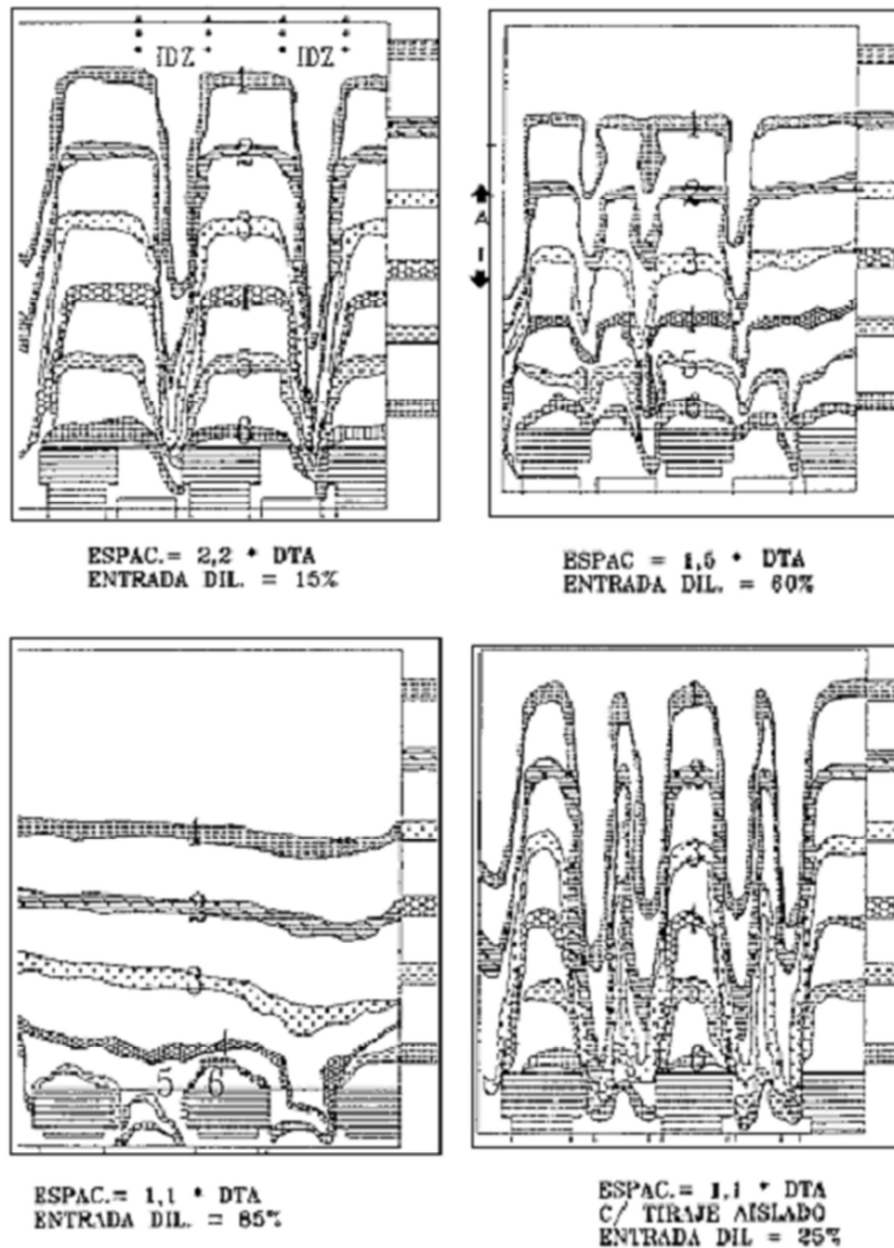


Ilustración 2.8: Modelo Interactivo para un conjunto de puntos

Los trabajos con modelos a escala indican que la altura de la zona de interacción depende principalmente de las características de la roca. Por sobre la zona de interacción el material se mueve verticalmente en forma masiva, aun cuando los volúmenes extraídos no sean estrictamente iguales. El contacto estéril–mineral desciende en forma pareja hasta la altura de la zona de interacción.

Los modelos de arena han sido validados por operaciones de hundimiento que presentan granulometrías finas. Sin embargo, a esta fecha, no se tiene conocimiento que hayan sido verificadas en faenas con fragmentación más gruesa (en roca primaria).

Los principales aspectos en que esta teoría difiere de la anterior, son los siguientes:

- Los puntos de extracción pueden estar separados a una distancia mayor que el diámetro de los elipsoides. Si en este caso, se efectúa un tiraje “simultáneo” de ellos, todo el material fluye y puede extraerse; incluyendo el material entre elipsoides. Esto es válido hasta cierto espaciamiento no superior a 1.5 veces el diámetro del elipsoide aislado. La calidad de la interacción mejora a medida que disminuye el espaciamiento.
- El material que se extrae por un punto, no necesariamente proviene de la columna ubicada verticalmente, por el contrario hay mutuos aportes entre puntos vecinos, incluso de aquellos que no han sido sujetos de extracción.
- Según Laubscher, la altura de la zona de interacción depende del espaciamiento entre los puntos de extracción y de la calidad del macizo rocoso.

Para estimar la Altura de Interacción, Laubscher introduce una curva basado en su experiencia personal (Ilustración 2.9), esta curva utiliza el concepto de la variación del RMR ("Rock Mass Rating" in situ Laubscher 1990), y el espaciamiento mínimo de la zona de tiraje a lo largo del pilar mayor. Esta curva entrega un valor en metros para la altura de interacción.

Por otro lado, para estimar la dimensión del diámetro del elipsoide, Laubscher plantea un ábaco (Ilustración 2.10), donde relaciona la calidad del macizo rocoso con el diámetro del elipsoide. Es decir, la calidad del macizo rocoso se asocia a un rango de fragmentación de la roca, y esta fragmentación se relaciona con el diámetro del elipsoide.

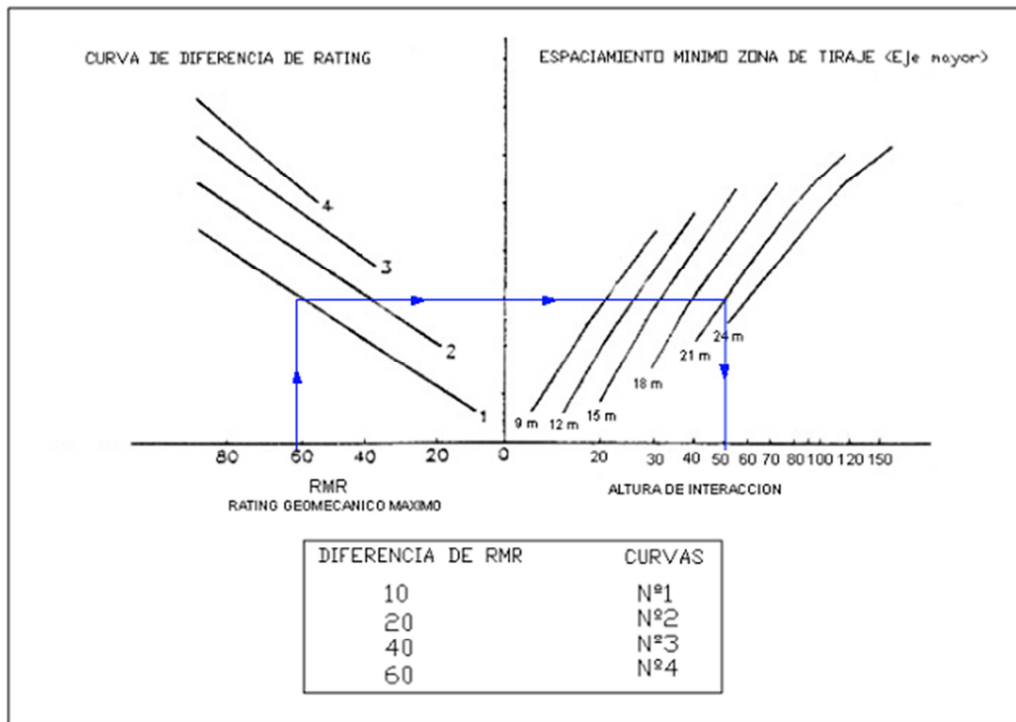


Ilustración 2.9: Curva propuesta por D. Laubscher para determinar la Altura de Interacción.

En resumen, la Teoría del Tiraje Interactivo, con respecto al diámetro del elipsoide de tiraje aislado (D_{ta}), plantea lo siguiente:

“Si los puntos de extracción están separados a una distancia menor que 1.5 veces el diámetro de tiraje aislado (D_{ta}), el comportamiento de la columna es tal que ésta descende uniformemente hasta una altura denominada "altura de interacción", a partir de la cual el material presenta un movimiento aleatorio, pudiendo aparecer en cualquiera de los puntos de extracción.”

Es importante destacar que la Teoría Interactiva concebida por D. Laubscher, es la única que ha logrado de manera directa establecer una relación entre la calidad del macizo rocoso y el diámetro del elipsoide de tiraje aislado (D_{ta}), además establece una relación entre el espaciamiento de los puntos de extracción y la altura interacción de la zona de tiraje.

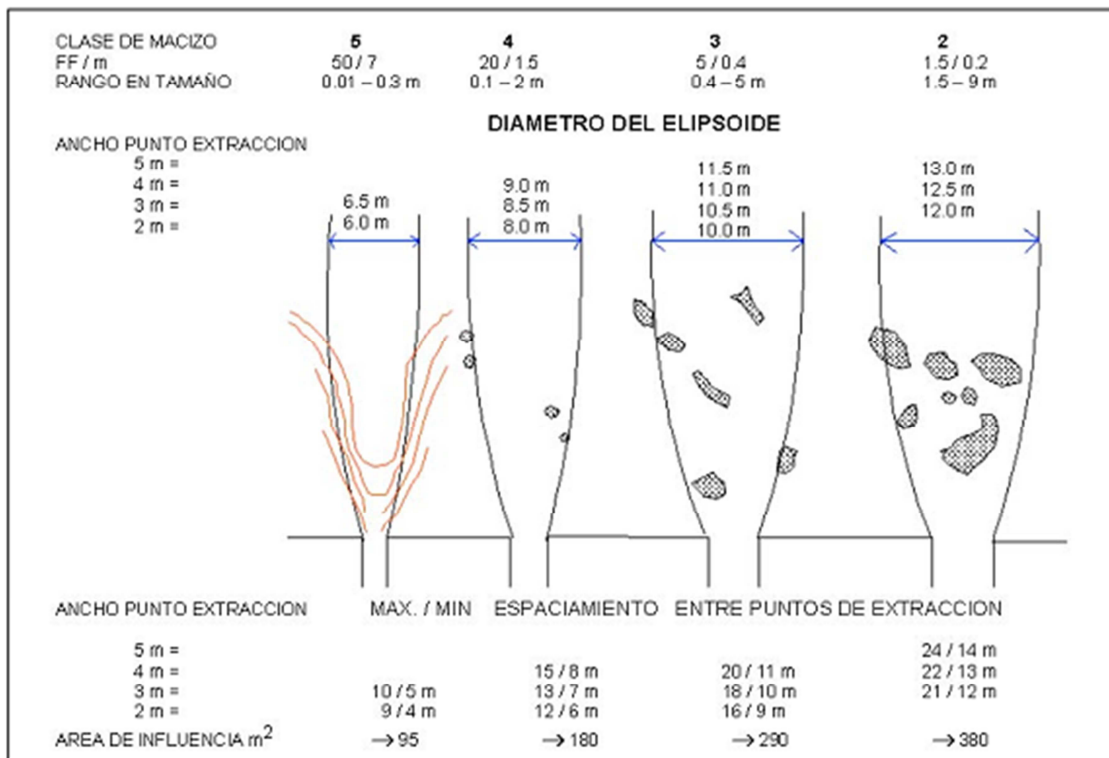


Ilustración 2.10: Diámetro de Elipsoide de Tiraje Aislado propuesto por D. Laubscher.

La Ilustración 2.10 es una actualización de una curva anterior de Laubscher, en esta última versión el rango de espaciamento mínimo entre puntos de extracción va desde 9 a 24 m. Este aumento de la dimensión de la malla se debe al cambio de mena secundaria a mena primaria, la cual presenta un mayor tamaño de colpa.

También es necesario señalar que Laubscher no especifica dónde mide el ancho del punto de extracción, por lo tanto se asume que el ancho del punto de extracción corresponde al ancho de la galería zanja.

2.1.3 Estudio de Mecanismos de Flujo Gravitacional de Raúl Castro (2006)

Estudio desarrollado en el marco de tesis de doctorado del investigador R. Castro cuyo objetivo principal era estudiar los mecanismos de flujo gravitacional en fragmentación gruesa, bajo condiciones experimentales controladas. Buscaba responder algunas de las interrogantes planteadas en literatura previa mediante la construcción de un gran modelo físico tridimensional en la Universidad de Queensland como parte del International Caving Study.

El modelo físico fue diseñado para realizar simulaciones de tiraje aislado e interactivo. Además se incorporó variaciones en el diseño como las dimensiones de los puntos de extracción. Se usó dos escalas geométricas (1:30 y 1:100) para representar las geometrías del método de Block Caving, lo que permitió simular el flujo de roca fragmentada con un tamaño promedio de 0.7 m y alturas de columna de 100-330 m respectivamente. Se testeó dos distribuciones granulométricas, una más acotada (ND) y otra más amplia (WD) las cuales se muestran en la siguiente ilustración.

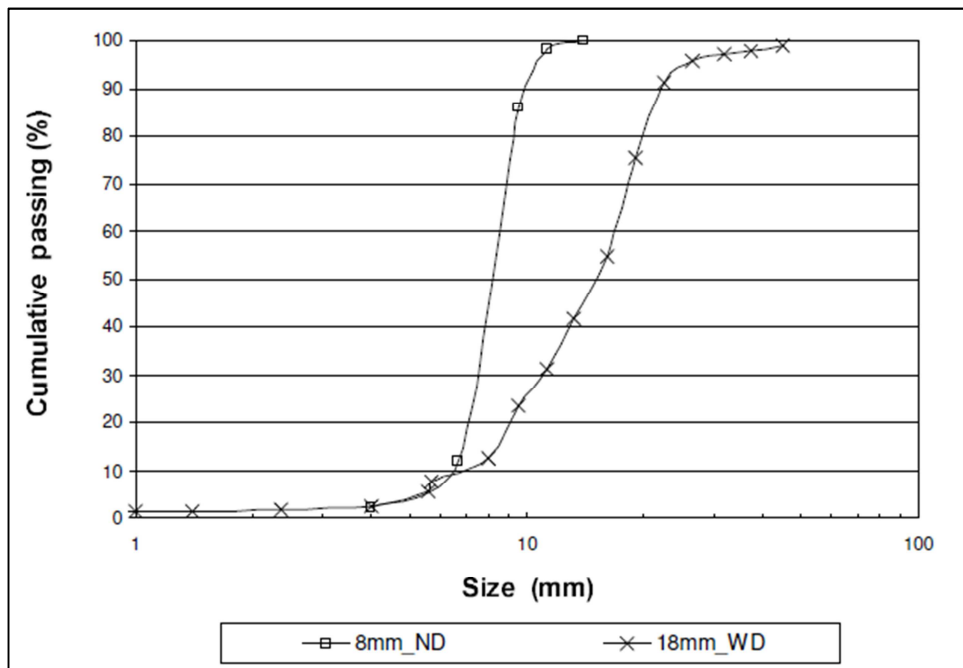


Ilustración 2.11: Granulometrías utilizadas por Castro es su estudio.

Para la medición de esfuerzos se instaló celdas de carga en la base del modelo y también en la pared para el caso de tiraje interactivo.

Sus resultados indican lo siguiente:

Tiraje Aislado:

- Las principales variables que afectan la geometría de las zonas de flujo son la masa extraída y la altura extraída.
- Observa que el ancho de la zona de extracción y de la zona de movimiento se incrementan con la altura de la IEZ y la IMZ, respectivamente.
- Tanto el tamaño de partículas como su distribución tienen un despreciable efecto sobre la geometría de las zonas de flujo.
- El ancho del punto de extracción no tiene un efecto significativo sobre la geometría de la zona de flujo.

Tiraje múltiple:

- Durante la extracción de múltiples puntos de extracción las zonas inmóviles entre las IMZ se caracterizan por un aumento en la carga vertical y una disminución en la carga horizontal.
- Se observa que las zonas inmóviles entre zonas de movimiento de puntos de extracción adyacentes no entran en flujo pese a que los puntos estaban espaciados a menos de 1.2 veces el ancho de la IMZ.

- Hay un claro contraste con los resultados previos obtenidos en modelos de arena, donde las zonas de movimiento se han observado interactuando a espaciamiento de puntos de extracción de hasta 1.5 veces el ancho de la IMZ.
- La principal razón de las diferencias entre los resultados de los dos modelos se encontró que era el significativo “stress arching” y los menores esfuerzos verticales inducidos observados durante el flujo del modelo de gravilla, en contraste del limitado “stress arching” y mayores esfuerzos verticales que se presentan en un modelo de arena.
- Bajo la hipótesis de que un significativo “stress arching” está presente en las minas de Block Caving, y por lo tanto que los resultados obtenidos en los modelos de gravilla son más representativos de las condiciones de gran escala. Las zonas de movimiento pueden por consiguiente no interactuar a espaciamientos mayores que el ancho de la IMZ.

Los estudios realizados por Castro sirvieron como base para que el mismo autor junto con Ricardo Vargas, en el marco de Tesis de Magister del segundo, desarrollaran una metodología para definir la altura de interacción de los elipsoides de extracción y el espaciamiento óptimo entre puntos. Esta metodología permite definir el diseño de la malla de extracción del nivel producción incorporando parámetros de flujo gravitacional que inciden en la recuperación y evaluación económica, a fin de cuantificar la elección del espaciamiento de puntos de extracción. Fue aplicada en NNM de EL Teniente.

Propone una determinación del espaciamiento de puntos de extracción basada en la recuperación primaria y en los costos de desarrollo asociados. Se define recuperación primaria como el porcentaje de la columna de material primario que queda por sobre los pilares del nivel de producción.

Indica que recuperación primaria depende de la altura de interacción, la cual a su vez varía con el ángulo de fricción del material fragmentado y el espaciamiento entre puntos de extracción adyacentes.

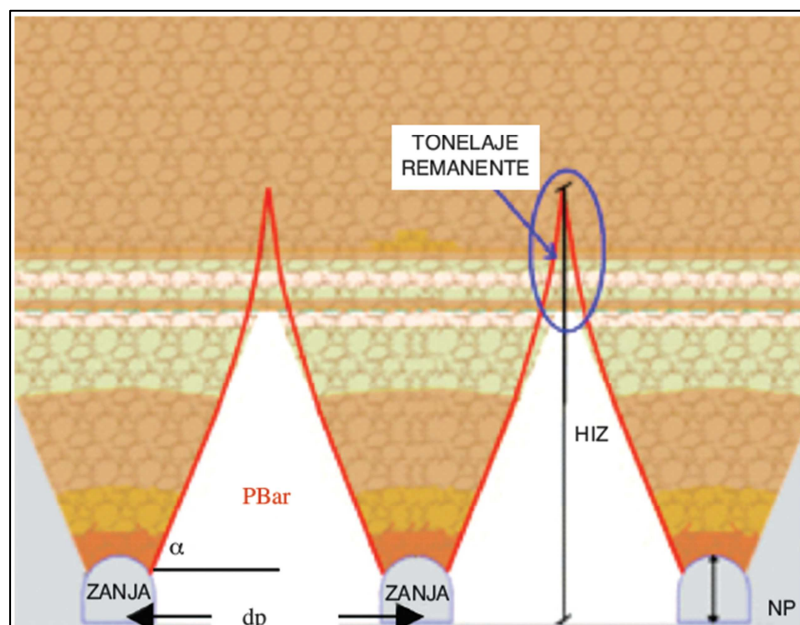


Ilustración 2.12: Perfil longitudinal representativo del tonelaje remanente y recuperación primaria.

Como muestra la Ilustración 2.12 la zona de flujo desarrollada entre puntos de extracción puede ser caracterizada, entre otras variables, por el ángulo de flujo. Este ángulo puede ser calculado a partir del ángulo de fricción del material fragmentado. La altura de interacción por su parte, se puede calcular a partir de las propiedades de flujo de la roca fragmentada y el espaciamiento de la siguiente forma:

$$HIZ = \left[\frac{d_p - w_p}{2} \right] \tan(\alpha)$$

$$\alpha = 45 + \frac{\phi}{2}$$

Donde,

HIZ: Máxima altura a la cual las zonas de flujo se interceptan desde el nivel de producción (m)

w_p : Ancho de las estocada de carguío (m)

d_p : Distancia entre puntos de extracción adyacentes (largo de batea, distancia entre galerías de producción, distancia entre estocadas de carguío) (m)

α : Ángulo de flujo

ϕ : Ángulo de fricción de roca fragmentada

Como se observa, la altura de interacción (HIZ) es un concepto importante en el espaciamiento de puntos de extracción, ya que determina la recuperación potencial debido al espaciamiento entre zonas de flujo adyacentes. Una mayor altura de interacción traerá como consecuencia una mayor pérdida de material que no lograra ser recuperado

En una malla tipo Teniente existen tres distancias que serán determinados por el espaciamiento entre puntos de extracción: la primera a través de la calle, la segunda entre puntos en la misma zanja y la tercera entre zanjas (Ilustración 2.13). Con estas dimensiones la malla determinará tres alturas de interacción.

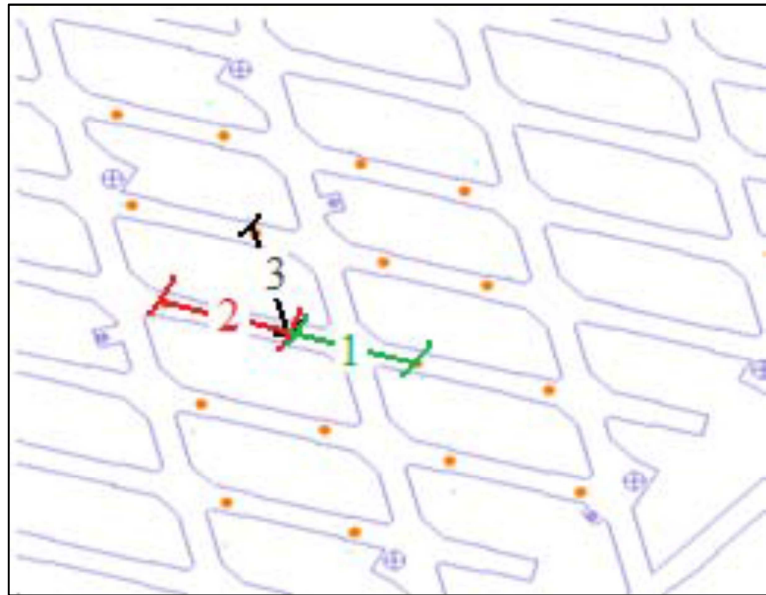


Ilustración 2.13: Distancias en una malla tipo Teniente

Desde un punto de vista económico se debe tener claro que el material remanente (debajo de zona de interacción) no será recuperado por el nivel de extracción sin hacer un cambio en el método minero. A continuación se presenta un modelo económico simple para determinar el espaciamiento óptimo entre puntos de extracción:

Se considera una mina que obtiene beneficio de la extracción de cobre y de molibdeno. Los ingresos asociados a este caso particular están dados por:

$$I = I_{Cu} + I_{Mo}$$

Donde,

$$I_{Mo} = R_{mina} * R_{met} * \frac{P_{Mo}}{100} * g_{Mo} * A(H_c - d_h) * \rho_{roca}$$

$$I_{Cu} = R_{mina} * R_{met} * P_{Cu} * f * g_{Mo} * A(H_c - d_h) * \rho_{roca}$$

R_{mina} : Recuperación minera (%)

R_{met} : Recuperación metalúrgica (%)

H_c : Altura de columna (m)

A : Área de del bloque (ft²print)(m²)

P_{Cu} : Precio del cobre ($\frac{US\$}{lb}$)

f : Factor de conversión de libras a toneladas ($\frac{lb}{tn}$)

$g_{Cu,Mo}$: Ley de cobre y molibdeno (%)

d_h : Distancia entre nivel de producción y hundimiento (m)

ρ_{roca} : Densidad de la roca in situ ($\frac{t}{m^3}$)

En esta ecuación, la recuperación se considera dependiente del flujo de material quebrado. Los costos de desarrollos (D_c) asociados a un número de puntos de extracción en un área dada serán:

$$D_c = \left[C_d m_d F_c + C_p m_p F_c + \frac{C_{dr}}{2} + C_{dp} \right] N_{dp} + C_{prep} * A$$

Con,

C_d : Costo de estocada de carguío ($\frac{US\$}{m}$)

C_p : Costo de galería de producción ($\frac{US\$}{m}$)

C_{dr} : Costo de batea ($\frac{US\$}{unidad}$)

C_{dw} : Costo de punto de extracción ($\frac{US\$}{unidad}$)

C_{prep} : Costo de hundimiento, transporte y ventilación ($\frac{US\$}{m^2}$)

m : Largo de desarrollo asociado al punto de extracción (m)

N_{dp} : Número de puntos en un área dada

$F_{c,i}$: Factor relacionado al aumento en los costos de soporte debido a la inestabilidad del nivel de producción, con respecto a un caso base.

El beneficio asociado a un layout particular será:

$$B = I - D_c - C_{mina}$$

Donde C_{mina} es el costo operacional asociado con la extracción de mineral

$$C_{mina} = R_{mina} * C_{extr+proc} * A(H_c - d_h)\rho_{roca}$$

Y $C_{extr+proc}$ corresponde a la sumas de los costos de extracción y procesamiento.

Por lo tanto el espaciamiento de puntos de extracción, que determinará el largo de la batea, el largo de la estocada de carguío y las dimensiones de la malla de extracción, será aquel que maximice el beneficio, es decir, Max (B).

2.2 Conclusiones de Teorías de Flujo Gravitacional

Después del estudio de las distintas teorías presentadas se puede decir lo siguiente:

- La Teoría propuesta por Janelid y Kvapil describe de manera bastante detallada el fenómeno de Flujo Gravitacional. En esta se aborda el concepto de superposición de elipsoide de extracción y se plantea una relación entre el diámetro del elipsoide y la movilidad de las partículas. Para la determinación del diámetro del elipsoide de extracción, Kvapil plantea ecuaciones empíricas basadas en su experiencia en Sublevel Caving, para ello presenta dos curvas donde se relacionan la altura de extracción (h_T) con el diámetro del elipsoide de extracción (W'), tanto para materiales de fragmentación fina, como para minerales de fragmentación gruesa. La determinación de dicho diámetro es de carácter aproximado.
- La teoría del Tiraje Interactivo propuesta por D. Laubscher, se basa en pruebas de modelos de arena a escala, en donde llegó a determinar una relación directa entre el “Diámetro de Tiraje Aislado” (D_{ta}) y el espaciamiento entre puntos de extracción (S). Para ello Laubscher creó ábacos y curvas que sirven de guía para la determinación de los parámetros geométricos. Laubscher analiza a fondo el concepto de tiraje interactivo, recomendando un espaciamiento óptimo entre puntos de extracción, el cual debe ser menor que 1.5 veces el D_{ta} , de modo de asegurar plena interacción en los puntos de extracción adyacentes.
- La metodología propuesta por Laubscher proporciona una herramienta simple con resultados claros para la determinación del espaciamiento entre puntos de extracción. Ha sido la más utilizada en el diseño de niveles de producción de métodos de Block y Panel Caving, y en la actualidad se establece como la principal herramienta de cálculo de espaciamiento. Su desventaja principal es la falta de respaldo mediante mediciones de terreno en minas de material grueso explotadas por Hundimiento.
- La propuesta de Castro y Vargas por su parte, incorpora dos factores que se relacionan más directamente con la evaluación económica, estos son la recuperación minera y los costos de desarrollo. Es por esto que se piensa que esta metodología es más bien aplicable una segunda etapa de diseño en donde se realiza una optimización económica de la malla definida en una primera etapa en base a alguna de las dos teorías estudiadas también en este capítulo (Janelid & Kvapil o Laubscher). Además se cuestiona la falta de especificación acerca de la determinación del ángulo de fricción y el supuesto de que independiente de la distancia entre puntos habrá una altura H_{IZ} a la cual las zonas de flujo interactuarán, lo que no concuerda con las teorías anteriores.
- Lógicamente ninguna teoría incorpora la totalidad de parámetros relacionados con la determinación del espaciamiento entre puntos de extracción (flujo gravitacional, tamaño de equipos, estabilidad, recuperación, costos de desarrollos, etc). Por esto se cree que la utilización de una u otra metodología con un punto de vista distinto dependerá del objetivo central del trabajo para el cual se empleará, de la importancia que se le asigne a los distintos enfoques o parámetros asociados a cada una, y de la aplicabilidad a cada caso específico.

- El trabajo a realizar en esta memoria comprende fundamentalmente el diseño de nivel de producción y sistema de traspaso hasta transporte principal, el cual tendrá como referencia principal los antecedentes de diseños usados en condiciones similares. La teoría de flujo gravitacional será utilizada de manera complementaria a este criterio. Es por lo anterior se elige la metodología de Laubscher, que es la que cuenta con un mayor uso debido a su amplia aplicación en diseños de Block y Panel Caving, ha sido validada en operaciones que explotan granulometrías finas, y además proporciona un cálculo rápido que permitirá continuar con las siguientes etapas y enfocarse particularmente en las de diseño.

3 DETERMINACIÓN DE LA MALLA DE EXTRACCIÓN

La determinación de la Malla de Extracción comúnmente se realiza en base a la experiencia adquirida en otros sectores productivos u otras minas de similares características y con la asesoría de expertos en esta materia.

La Malla de Extracción está definida por la disposición geométrica y el espaciamiento de los elipsoides de extracción. Este último es función de la clasificación geomecánica del macizo rocoso a explotar, en este caso representada por el rango de tamaño del mineral a extraer.

Posteriormente el Diseño Minero de la Malla de Extracción incorpora a la distribución de elipsoide seleccionada el trazado de las calles de producción y galerías zanja, la tercera dimensión (sección vertical) con el diseño de Bateas y Crown Pillar, y la operativización mediante la inclusión de la geometría de los equipos a utilizar.

3.1 Antecedentes teóricos de mallas aplicadas en explotación de material secundario

Como se mencionó anteriormente la experiencia adquirida juega un rol fundamental en la determinación de la Malla de Extracción. Es por esto que en esta sección se presenta algunos antecedentes recopilados con respecto a la explotación de mineral secundario en condiciones granulométricas similares a las propuestas para este trabajo.

Antes que todo es necesario mostrar una comparación de la granulometría proporcionada, la cuál será utilizada como base de trabajo, con datos obtenidos desde operaciones desarrolladas en material primario y secundario. Teniente 4 Sur, Diablo regimiento y Reservas Norte para granulometría gruesa (Roca primaria), y Pacífico Superior para fina (Roca Secundaria).

Se puede apreciar en la Ilustración 3.1 que el rango de tamaño de la granulometría proporcionada por JRI Ingeniería como Input es bastante más fino que el observado en material primario y se acerca mucho al observado en material secundario, siendo levemente más grueso que este.

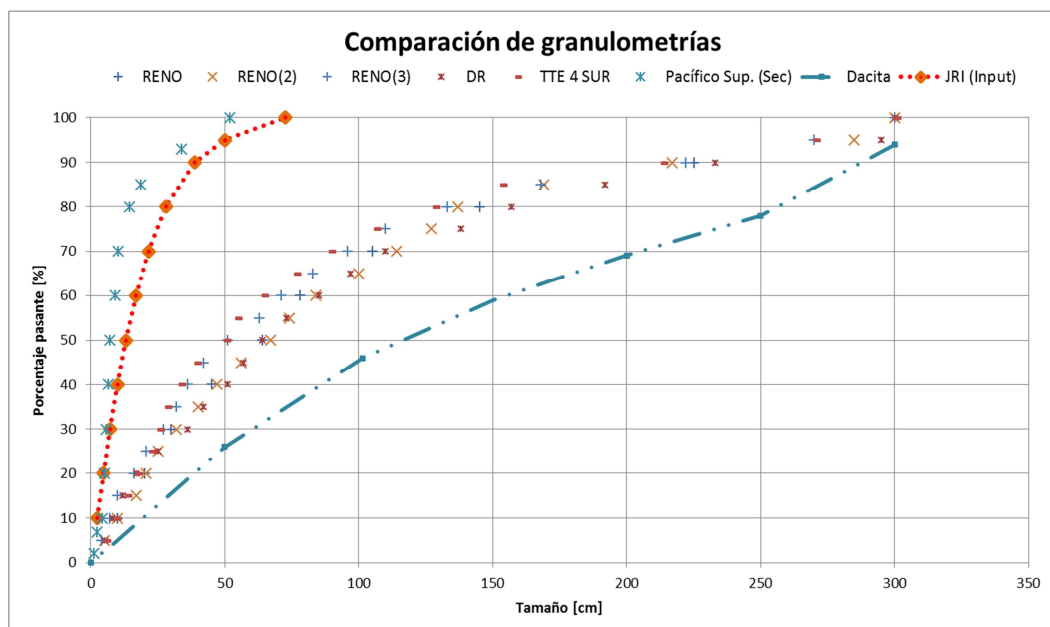


Ilustración 3.1: Comparación granulometría proporcionada con material primario y secundario

En lo que respecta a antecedentes teóricos de Mallas utilizadas en explotación de material fino se presenta la siguiente tabla resumen. En ella se incorpora información de las minas Andina y El Teniente en Chile y San Manuel y Miami en Estados Unidos.

Mina	Malla	Layout
Andina (Chile)	9m x 9m 9m x 11m (sectores límite)	Diagonal
El Teniente (Chile)	7.5m x 7.5m	Enfrentados (Opposite)
San Manuel (USA)	5m x 5m	Enfrentados (Opposite)
Miami (USA)	~5m x 5m	Enfrentados (Opposite)

Tabla 3.1: Antecedentes mallas utilizadas en explotación de material secundario

Se puede apreciar que para explotación de mineral secundario mediante el método de parrillas se utilizó mallas con dimensiones desde 5m x 5m hasta 9m x 9m. Además los layout que se usaron son el diagonal, basado en una configuración triangular de elipsoides (ver Ilustración 3.2) y también el de puntos enfrentados, que se basa en la disposición cuadrangular de elipsoides.

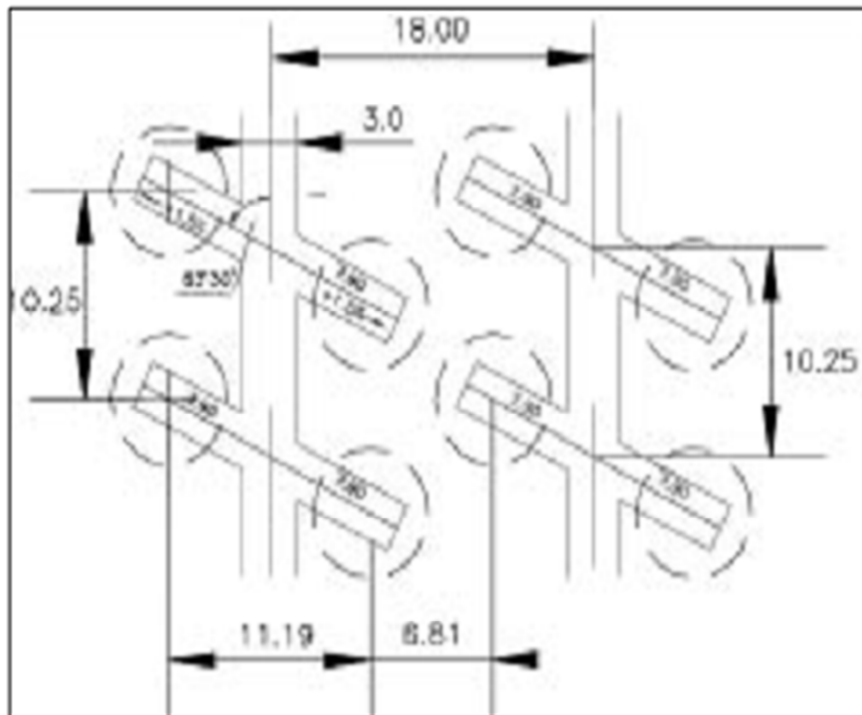


Ilustración 3.2: Layout "diagonal" utilizado en Andina, Chile.

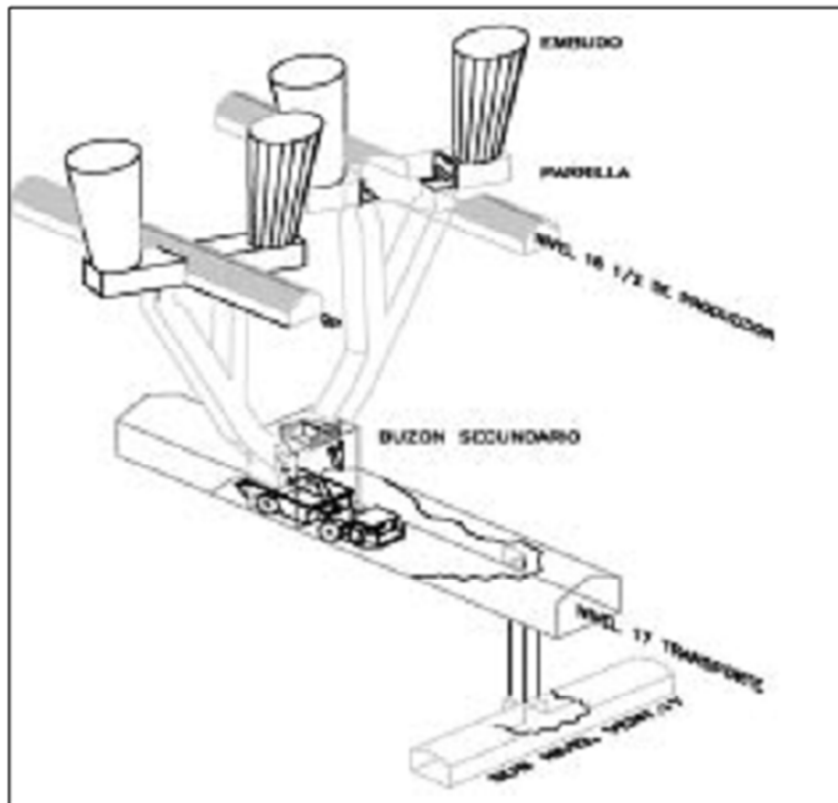


Ilustración 3.3: Método de parrillas utilizado en Andina, Chile.

Finalmente y de acuerdo a los antecedentes presentados de comparación de granulometrías y de mallas utilizadas en explotación de mineral fino, se puede concluir que la Malla de Extracción debería poseer dimensiones levemente superiores a la mayor malla utilizada en material secundario (9m x 9m) y que las dos configuraciones geométricas que se considerarán para la evaluación serán la Triangular y la Cuadrangular.

3.2 Distribución espacial de elipsoides de extracción

Corresponde al arreglo espacial en que estarán ubicados los elipsoides en el diseño del nivel de producción y por ende será la base de la malla de extracción. Justamente, Chacón (1980) define la malla de extracción como la disposición geométrica de los puntos de extracción por donde se extrae el mineral desde un nivel de Hundimiento a un nivel de Producción.

La disposición de los elipsoides en la malla debe cumplir los siguientes criterios de diseño:

- Los elipsoides deben disponerse en filas y columnas en un arreglo regular, que permita un diseño estandarizado de parte o la totalidad del Nivel de Producción.
- Los elipsoides deben ser equidistantes, es decir; la distancia entre centros de elipsoides contiguos debe ser igual, cualquiera sea la dirección considerada.
- La malla debe asegurar que los volúmenes en movimiento (elipsoides de extracción), se intersecten a una distancia tal que se minimicen las pérdidas de reservas de mineral y se evite el ingreso prematuro de la dilución, minimizando las zonas de material estático.

- La malla debe ser lo suficientemente amplia, de modo de maximizar el área de sustentación del Nivel de Producción (pilares de sustentación), de tal forma que permita una operación eficiente de los equipos y minimice los costos de preparación (m^2/ton extraída).

A continuación se presenta una breve descripción de los arreglos geométricos de elipsoides que se consideran como posible base de este diseño y que fueron seleccionados a partir del estudio de antecedentes de mallas usadas en explotación de mena secundaria.

3.2.1 Configuraciones básicas de elipsoides

Del estudio de las mallas de extracción más comúnmente usadas en explotación de material fino se deduce que son dos las formas generales de disponer los puntos de extracción. Las dos configuraciones básicas usadas son la Cuadrangular y la Triangular.

Antes de hacer cualquier descripción de estas configuraciones es necesario que se conozca los siguientes conceptos:

- Área Intacta (A_I): Zona ubicada entre elipsoides de extracción.
- Interacción (%I): Porcentaje de área que encierra los elipsoides de extracción con respecto al área total.
- a : Distancia entre los centros de elipsoides de extracción.
- R : Radio del elipsoide de extracción.

A continuación se realiza una descripción de las configuraciones.

Configuración Cuadrangular

En esta distribución geométrica los centros de los elipsoides de extracción forman cuadrángulos, los cuales pueden ser cuadrados o rectángulos. La Ilustración 3.4 muestra un caso particular de esta configuración, la disposición cuadrangular tangente.

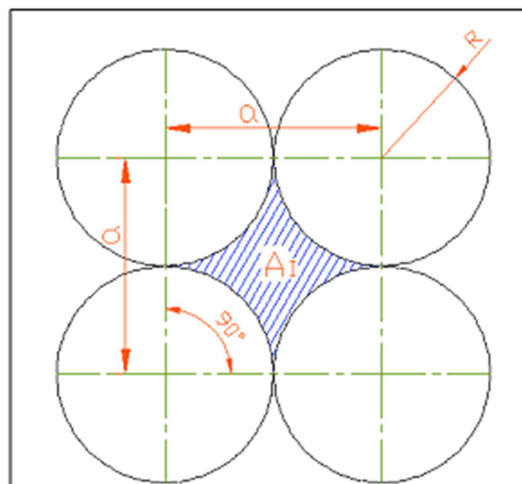


Ilustración 3.4: Configuración Cuadrangular Tangente

Características:

- Posee los ejes de centros de elipsoides perpendiculares y en sólo dos direcciones.
- El layout de puntos enfrentados usado en explotación de material secundario se basa en esta configuración.
- Posee mayor Área Intacta que la configuración Triangular Tangente.

Configuración Triangular

Esta configuración se basa en una distribución triangular de Elipsoides de Extracción, donde cada elipsoide queda rodeado de seis elipsoides. A continuación en la Ilustración 3.5 se aprecia la disposición triangular tangente.

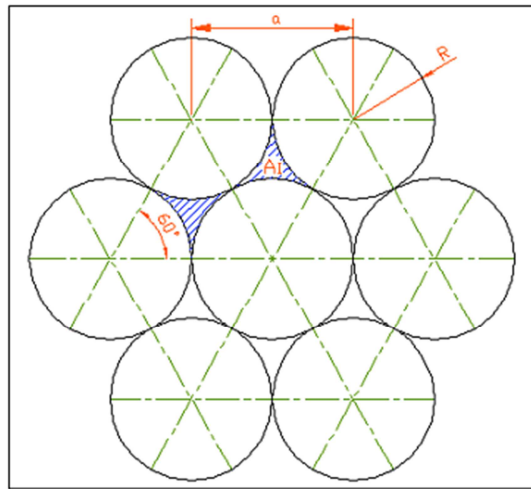


Ilustración 3.5: Configuración Triangular Tangente

Características:

- En el caso de la versión equilátera se tiene equidistancia entre puntos de extracción.
- El layout “diagonal” utilizado en explotación de material secundario, se basa en una configuración triangular.
- Posee dos direcciones de ejes principales de centros de elipsoides, los cuales se intersectan en un ángulo de 60 grados.

3.2.2 Criterios geométricos de comparación

Usualmente para realizar la comparación entre distintos arreglos o configuraciones de elipsoides se utiliza una serie de índices geométricos. A continuación se procede a definir cada uno de ellos con el fin de entender de manera anticipada los criterios de comparación.

- Densidad (A_h): Área de influencia promedio de los puntos de tiraje, expresado en m^2 por punto de extracción. Es una medida del espaciamiento de la malla y se obtiene multiplicando la distancia entre filas de puntos de extracción por la distancia entre puntos de la misma fila, ver Ilustración 3.6.

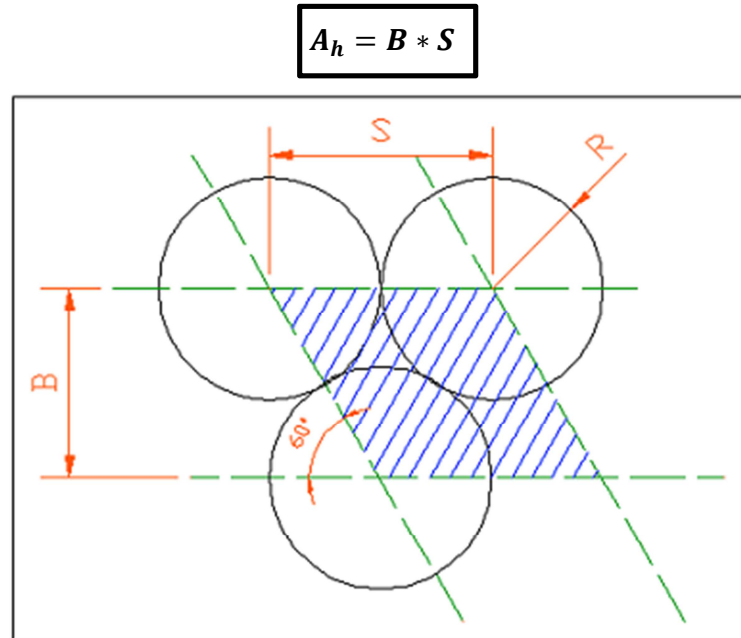


Ilustración 3.6: Densidad de área

- Ángulo entre ejes (α): Ángulo formado entre los ejes de filas horizontales y los elipsoides de una misma fila, este ángulo varía normalmente entre 40° y 90° .

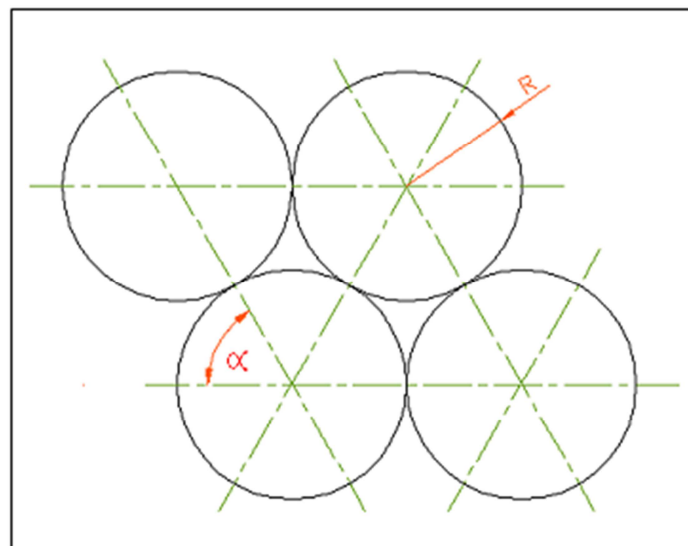


Ilustración 3.7: Vista planta ángulo formado entre ejes

- Interacción (%I): Este índice mide el porcentaje de área que encierran los elipsoides de extracción, sobre el área que abarca la malla (A_T). Cuando los elipsoides se traslapan totalmente se tiene un 100% de interacción, anulándose completamente el área intacta (A_I).

$$\%I = \frac{(A_T - A_I)}{A_T}$$

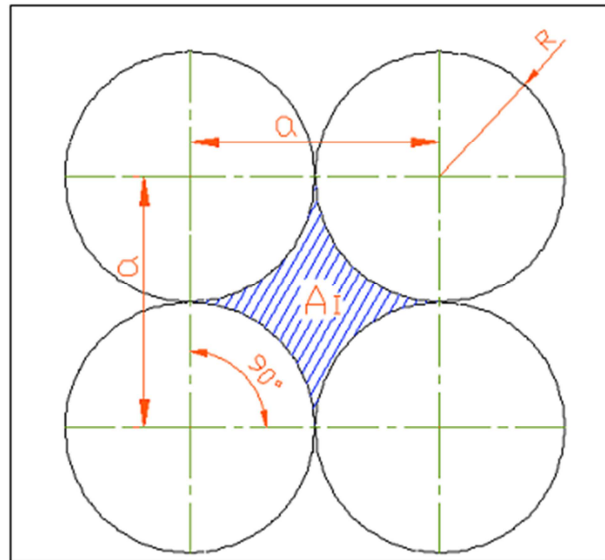


Ilustración 3.8: Interacción configuración cuadrangular

- Anisotropía: Relación existente entre el máximo y mínimo radio de influencia de un punto de extracción. Dada una cierta malla regular, a cada punto de extracción le corresponde un área de influencia delimitada por un polígono, que se obtiene trazando las simetrales a todos los triángulos congruentes elementales que concurren a ese punto, ver Ilustración 3.9. Observando lo que sucede al interior de cualquiera de esos triángulos, se concluye que el radio de influencia máximo (R), equivale al de un círculo que pasa por la intersección de las simetrales, y que el radio de influencia mínimo (r), corresponde a un círculo que pasa por el punto medio del lado menor del triángulo, el óptimo se obtiene para una configuración triangular equilátera.

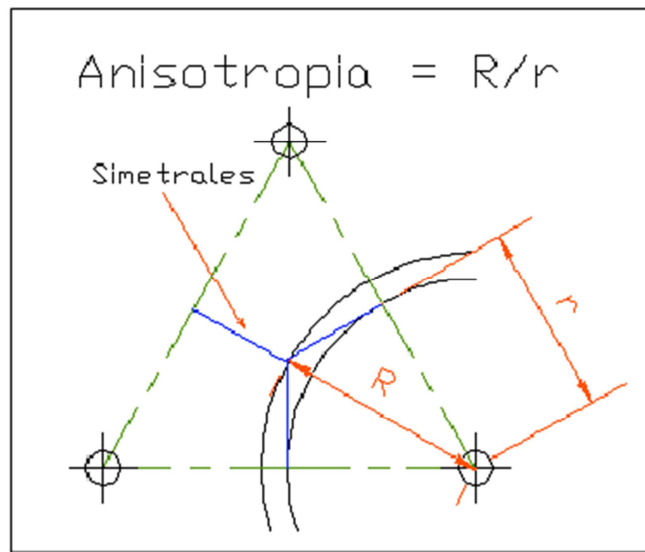


Ilustración 3.9: Anisotropía

- Distorsión: Relación existente entre la máxima y mínima distancia entre puntos de extracción contiguos. Es un índice que mide la condición de equidistancia de la malla y cuyo valor óptimo corresponde a 1. En la Ilustración 3.10 se aprecia el detalle de la distorsión de una configuración cuadrada y triangular.

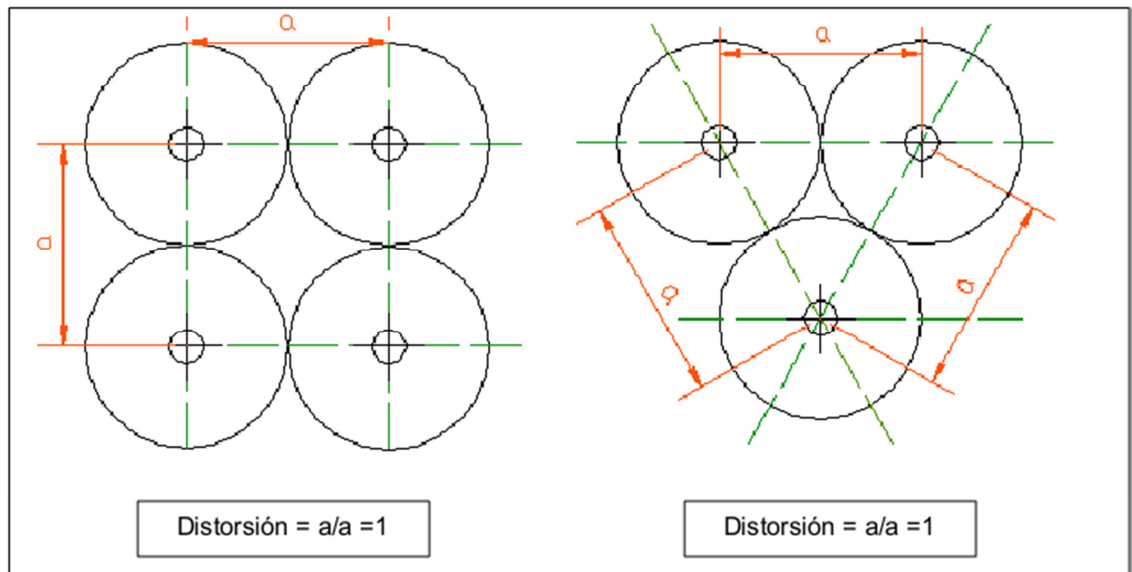


Ilustración 3.10: Distorsión. Ejemplo distribución cuadrangular y triangular tangente.

3.2.3 Evaluación de las configuraciones

Los resultados de los índices geométricos calculados para ambas configuraciones en su versión tangente se muestran en la Tabla 3.2.

	Cuadrangular Tangente	Triangular Tangente
Densidad [m]	400	346.4
Ángulo [°]	90	60
Interacción [%]	78.5	90.7
Anisotropía	1.41	1.15
Distorsión	1	1

Tabla 3.2: Índices geométricos de las configuraciones.

De ellos se puede observar que la configuración triangular obtiene mejores resultados, principalmente por su menor área intacta (mayor interacción) y mayor isotropía, mientras que la cuadrangular se presenta como menos favorable en estos aspectos. Sin embargo, es necesario especificar que los resultados de la cuadrangular y de cualquier configuración pueden verse mejorados al realizar un traslape de los elipsoides buscando reducir el área intacta, teniendo la precaución de no traslapar demasiado y provocar con ello problemas de estabilidad por la disminución del tamaño de los pilares de sustentación. Es por esto que realizar un traslape sobre la configuración cuadrangular que iguale la interacción de la configuración triangular parece adecuado.

A partir de un estudio geométrico se determina que cuando se tiene una separación entre centros de elipsoides (a) correspondiente a 0.89 veces el diámetro del elipsoide de extracción, la interacción de la configuración cuadrangular es casi igual a la de la triangular tangente. Es decir hay traslape entre los elipsoides, aumentando la interacción y disminuyendo la anisotropía.

La Ilustración 3.11 permite observar esta configuración cuadrangular con elipsoides traslapados dónde se tiene la siguiente relación:

$$a = 0.89 * 2R$$

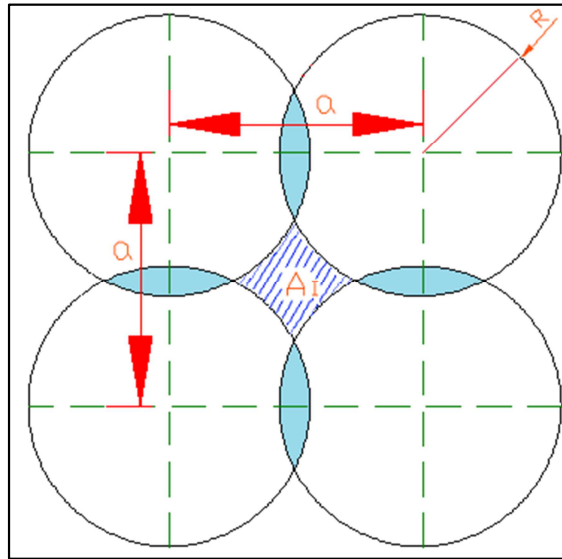


Ilustración 3.11: Configuración cuadrangular traslapada

El cálculo de los índices geométricos para esta nueva configuración cuadrangular con traslape arroja los siguientes resultados.

Cuadrangular Traslapada	
Densidad [m]	316.84
Ángulo [°]	90
Interacción [%]	90.6
Anisotropía	1.25
Distorsión	1

Tabla 3.3: resultados geométricos configuración cuadrangular traslapada

Se puede apreciar que la Interacción es igual a la de la configuración triangular tangente y que la anisotropía mejora bastante. Lógicamente el área de influencia de cada punto también se ve disminuida al acercar los centros de elipsoides, mientras que la distorsión permanece en su valor óptimo.

3.3 Elección de Configuración Geométrica de Elipsoides

Con la descripción y los antecedentes de cada una de las configuraciones de elipsoides ya planteados se procede a realizar la elección del arreglo geométrico que será la base del diseño minero.

La Configuración Triangular Tangente fue la mejor evaluada en base a los índices geométricos inicialmente, pero se demostró que la Configuración Cuadrangular obtiene valores muy similares cuando se realiza un traslape acercando los centros de los elipsoide a una distancia igual a 0.89 veces el diámetro del mismo.

Debido a esta similitud en la evaluación geométrica se selecciona la Configuración Cuadrangular Traslapada basándose en un argumento técnico relacionado a la etapa de diseño. Este argumento se refiere a la disposición de los puntos en el layout de “puntos enfrentados”, el cual permite justamente tener los puntos ubicados de una manera opuesta en relación a la calle de producción, lo cual es óptimo para los diseños que se desarrollan en las etapas próximas de este trabajo, ya que permite la descarga del material en un punto común.

3.4 Definición de Malla de Extracción

En la sección anterior se deslizó algún criterio de diseño que permitió elegir a la configuración cuadrangular como base de la malla de extracción. Ahora se incorpora el trazado de las calles de producción y las galerías de zanja.

Como se mencionó, se desea que los puntos de extracción estén enfrentados para así lograr en lo posible un punto de descarga común. Se define entonces la Malla Cuadrada como la base del diseño minero del sistema de manejo de minerales con condiciones granulométricas finas. En esta las calles de producción y galerías de zanja se ubican sobre los ejes perpendiculares que unen los centros de elipsoides.

De la etapa de antecedentes y considerando la comparación de granulometrías, se concluyó que las dimensiones de la malla deben ser levemente superiores al más amplio layout usado en explotación de material secundario. Es por esto que se define un layout de 10m x 10m como base del diseño minero.

A continuación en la Ilustración 3.12 se presenta un esquema de la malla a utilizar.

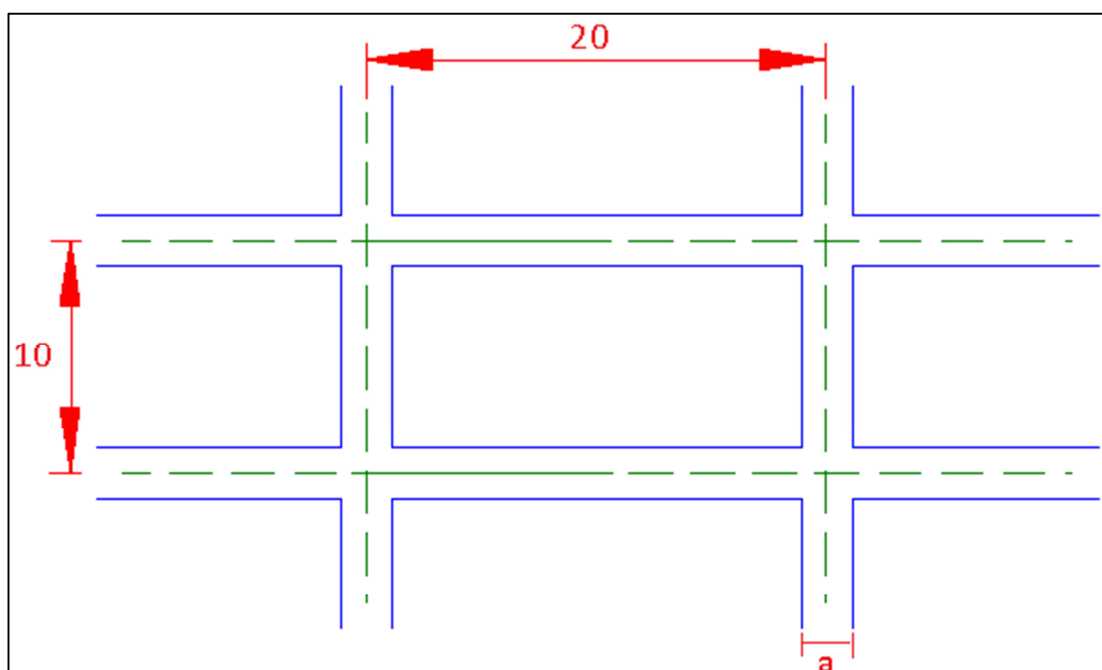


Ilustración 3.12: Malla Cuadrada base de diseño realizado

3.5 Respaldo mediante Metodología de Laubscher

Lo que se pretende hacer en esta sección es corroborar mediante la aplicación de la Metodología de Laubscher descrita en la Sección 2.1.2 que las dimensiones de la malla determinada anteriormente son adecuadas y que no se tiene una separación o un traslape excesivo de los elipsoides.

El principal determinante de diámetro de tiraje aislado (Dta) del elipsoide y con ello del máximo y mínimo espaciamiento de los elipsoides de extracción según Laubscher, es la condición geomecánica del macizo (MRMR). En este caso no se tiene una descripción detallada del macizo, pero se cuenta con el rango de tamaño del mineral a extraer, representado por la curva granulométrica proporcionada como input. Si se tiene un mineral con fragmentación gruesa se esperará que su columna de extracción desarrolle una mayor área de influencia, por lo cual se requerirán menos puntos de extracción a igual área productiva. Al contrario, en un material con fragmentación fina se desarrollará un área mínima, y si los puntos están muy espaciados, ocurrirán pérdidas de mineral, disminuyendo la recuperación del bloque. Por lo tanto, el diámetro del elipsoide de extracción no sólo tiene incidencia en los costos de desarrollo, sino que también una gran incidencia en la recuperación y productividad del bloque. (Arce, J. 2002).

Según Laubscher (1994, 2000) los parámetros de diseño y operación sobre los que influye la fragmentación del mineral son:

- Tamaño y espaciamiento de los puntos de extracción.
- Selección de equipos.
- Procedimientos de control de tiraje.
- Tasas de producción.
- Entrada de dilución.
- Colgaduras y reducción secundaria.
- Procesos de conminución posteriores.

Es decir, la extracción y manejo de minerales se ven fuertemente influenciados por el tamaño del mineral a extraer, ya que la mayoría de los parámetros mencionados por Laubscher se relaciona directamente con estas etapas.

3.5.1 Fragmentación del material

En minería de Block Caving se puede identificar tres tipos de fragmentación (Laubscher (1994), Eadie (2003)):

- Fragmentación In-situ: Corresponde a los bloques originados naturalmente antes de toda actividad minera.
- Fragmentación primaria: Está representada por los bloques creados a partir de la extensión de fracturas in-situ o creación de nuevas fracturas debido al arranque
- Fragmentación secundaria: Es producida por los movimientos de los bloques a través de la columna de extracción hasta llegar a los puntos de extracción.

Si bien la determinación del grado de influencia de cada tipo de fragmentación aún no es realizada, se sabe que la predicción de la fragmentación depende en gran medida de la descripción de los sets de discontinuidades presentes en el macizo.

Para el caso particular de esta memoria de título, se considera que la curva granulométrica proporcionada por JRI corresponde a la granulometría del material disponible en el punto de extracción. Es decir, a aquella originada luego de la fragmentación secundaria.

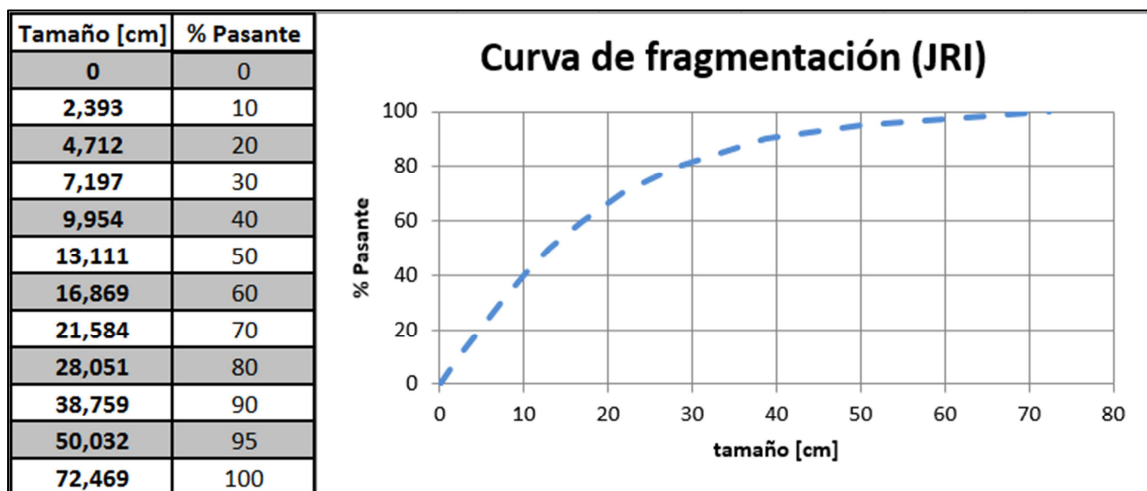


Ilustración 3.13: Curva granulométrica inicial proporcionada por JRI Ingeniería.

3.5.2 Aplicación de Metodología para determinar el diámetro del elipsoide

El procedimiento para determinación del diámetro de elipsoide y máximo espaciado entre ellos comienza con una clasificación del macizo. En este caso la identificación de clase de macizo se fundamenta exclusivamente en el rango de tamaño del mineral que se extrae. La curva granulométrica presentada en la Ilustración 3.13 indica que el 80% del mineral tiene un tamaño inferior a 0.3 m, mientras que el 100% de este se encuentra bajo los 0.73 m. Con ello se puede determinar que según el ábaco de Laubscher (Ilustración 3.14) el macizo se encuentra entre clase 4 y clase 5. Particularmente se tiene un intervalo de tamaños más amplio que un macizo clase 5, pero un tamaño máximo que se ubica en la parte baja del intervalo de tamaños del macizo clase 4.

Lo anterior permite concluir que para las condiciones granulométricas presentadas e independiente del tamaño del punto de extracción, el diámetro de tiraje aislado o diámetro del elipsoide según el ábaco fluctúa entre 6 m y 9 m. Luego parece adecuado adoptar un valor medio de 7.5 m, tomando como referencia la ubicación de la distribución granulométrica en los intervalos de tamaño de cada clase de macizo descrita en el párrafo anterior.

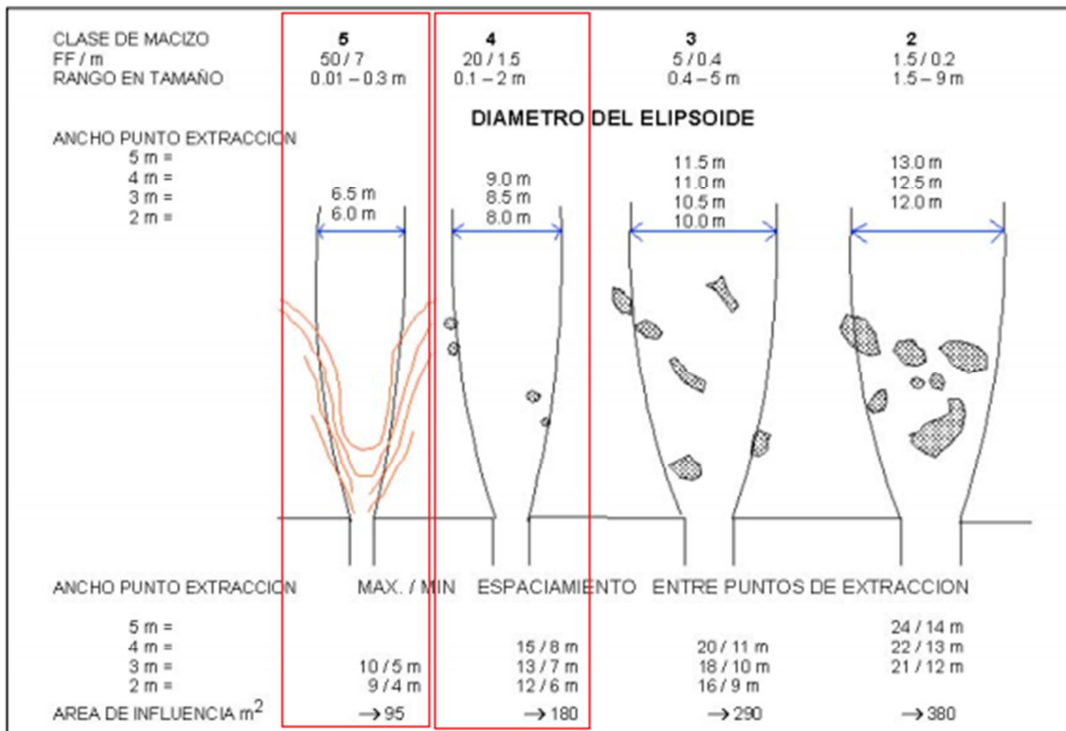


Ilustración 3.14: Ábaco de Laubscher para determinación de diámetro de elipsoide de extracción.

Es necesario destacar que el valor correspondiente al máximo espaciamento está dado obviamente por la teoría de tiraje interactivo de Laubscher, la cual dice que el flujo interactivo ocurrirá cuando la distancia entre los puntos de extracción es menor a 1.5 veces el diámetro del elipsoide de tiraje aislado. En este caso se tiene:

$$D_{ta} = 7.5 \text{ m}$$

$$\rightarrow \text{Máx. espaciamento (m)} = 1.5 * 7.5 \text{ m} = 11.25 \text{ m}$$

$$\rightarrow \text{Espaciamento con traslape (m)} = 0.89 * 11.25 \text{ m} \approx 10 \text{ m}$$

Finalmente se calcula la distancia entre los centros de elipsoides traslapados para alcanzar una interacción superior al 90%. Como se determinó en la sección anterior, una distancia igual o menor a 0.89 veces el máximo espaciamento entre elipsoides asegura esta condición de interacción. El resultado muestra que el valor del espaciamento con traslape debe ser cercano a 10 m.

Por ende se concluye que la malla definida anteriormente basándose en los antecedentes teóricos no debe modificar sus dimensiones, puesto que el espaciamento se encuentra dentro del máximo y mínimo definido por el ábaco de Laubscher y porque el espaciamento luego del traslape coincide perfectamente con el layout de 10 m x 10 m definido.

La Ilustración 3.15 permite observar la disposición de los elipsoides traslapados sobre la malla de extracción.

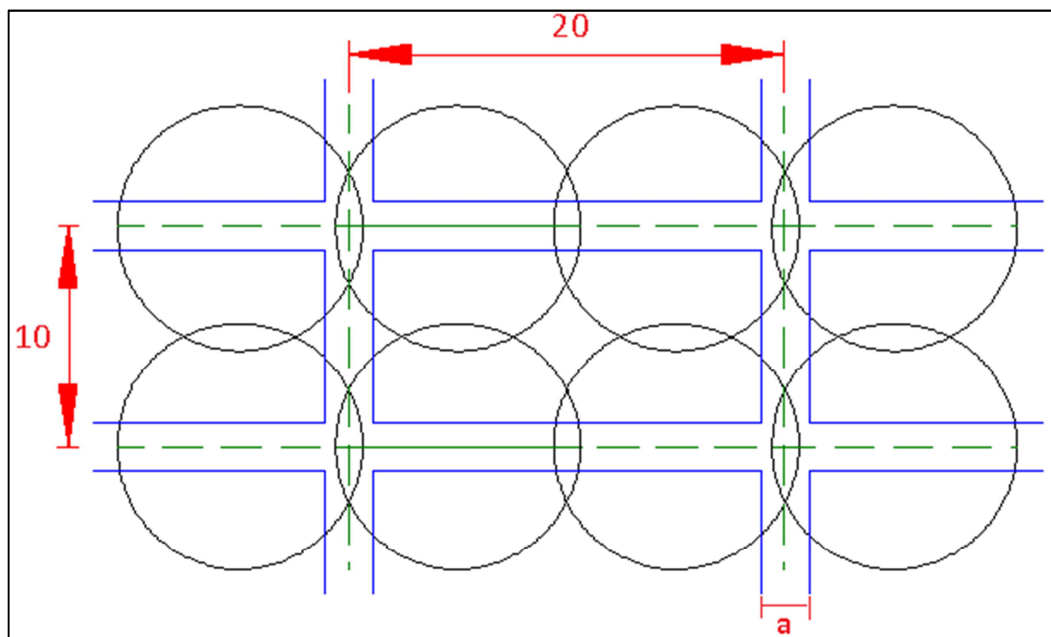


Ilustración 3.15: Malla de extracción con elipsoides traslapados

4 CONCEPTOS Y CRITERIOS PARA DISEÑO DEL SISTEMA DE MANEJO DE MINERALES

Luego de definir el arreglo geométrico de los elipsoides de extracción y con ello la malla base del diseño se procede a vislumbrar las primeras ideas acerca del sistema de manejo de minerales.

La idea central del manejo de minerales de este diseño minero es alcanzar una tasa de extracción más alta. Para ello se pretende lograr una mayor fluidez del sistema y un proceso lo más continuo posible, aprovechando la granulometría fina del mineral a extraer.

El diseño considera las etapas de producción y acarreo hasta el nivel de transporte principal. Se diseña para cada alternativa un sector modular que puede ser conectado al sistema de transporte, el cual dependerá de otros factores que no se consideran en los alcances de este trabajo (profundidad de la faena, distancia a la planta, acceso mina, etc).

Un concepto importante es aquel que se relaciona con la reducción secundaria. Se busca que este procedimiento intervenga lo menos posible en la producción, tratando de sustraerlo completamente del sistema.

Para el acarreo se propone distintas alternativas, las cuales se acomodan al sistema de traspaso utilizado. Se busca obtener en su conjunto un diseño óptimo que alcance una alta productividad, minimizando la cantidad de equipos y desarrollos.

A continuación se presenta los conceptos y criterios relevantes de diseño utilizados en este trabajo.

4.1 Criterios y consideraciones previas a diseño minero

Dimensiones del Módulo

El módulo de diseño tendrá dimensiones de 90 m x 80 m, con 72 puntos espaciados en una malla de 10 m x 20 m. Esto da lugar a un área de influencia de 7200 m² en la que se tendrá cuatro galerías de producción y nueve galerías de zanja. La altura de columna por su parte se supone en 180 m.

Tasa de extracción objetivo

La tasa de extracción que se desea alcanzar con el diseño es de $2 \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^2 \cdot \text{día}} \right]$. Considerando las dimensiones del bloque se tiene un tiempo de explotación cercano a los 7 meses por módulo.

Descarte de equipos LHD

El descarte de LHD para la producción se fundamenta en la baja producción que se logra con estos equipos operando, lo que no permite alcanzar la tasa de extracción objetivo.

Se realiza un cálculo de productividad por calle para dos escenarios. El primero es con la utilización de un equipo LHD que recorre toda la calle y tiene el punto de vaciado al final de esta, mientras que el segundo consiste en la operación de dos equipos LHD por calle con puntos de vaciado en cada extremo de la calle.

Los resultados del estudio muestran lo siguiente:

Equipos LHD por calle	Producción por calle [ton/día]	Tasa de extracción [ton/m ² día]
1	768	0.43
2	1977	1.10

Tabla 4.1: Resultados Productividad de equipo LHD

Se utiliza un equipo LHD Sandvik LH201 de 0.7 yd^3 el cuál fue elegido considerando la siguiente recomendación:

$$\text{Ancho galería} = \text{ancho del equipo} + 1.5 \text{ (m)}$$

$$\text{Altura galería} = \text{altura del equipo} + 1.3 \text{ (m)}$$

Como se observa en la tabla 4.1, ambos escenarios son insuficientes para alcanzar la tasa de extracción objetivo por lo que el descarte de equipos LHD queda justificado.

Ángulo de reposo del Mineral

Es un parámetro muy importante para el diseño, ya que determinará por ejemplo el alcance o proyección del material fragmentado sobre la galería de zanja, siendo entonces influyente en el diseño de parrillas y equipos a utilizar.

Considerando que se tiene una granulometría fina de partículas angulosas y que para material grueso el ángulo de reposo oscila entre 37° y 40° , se define el ángulo de reposo entre 35° - 40° .

Ubicación del centro del Elipsoide de Extracción

Otra consideración importante en el diseño del nivel de producción particularmente es la ubicación del centro del Elipsoide de Extracción con respecto a la batea recolectora. Según la bibliografía estudiada se tiende a suponer que el centro del Elipsoide se ubica en el borde de la batea (Ver Ilustración 5.1), posiblemente para simplificación de los cálculos y del diseño.

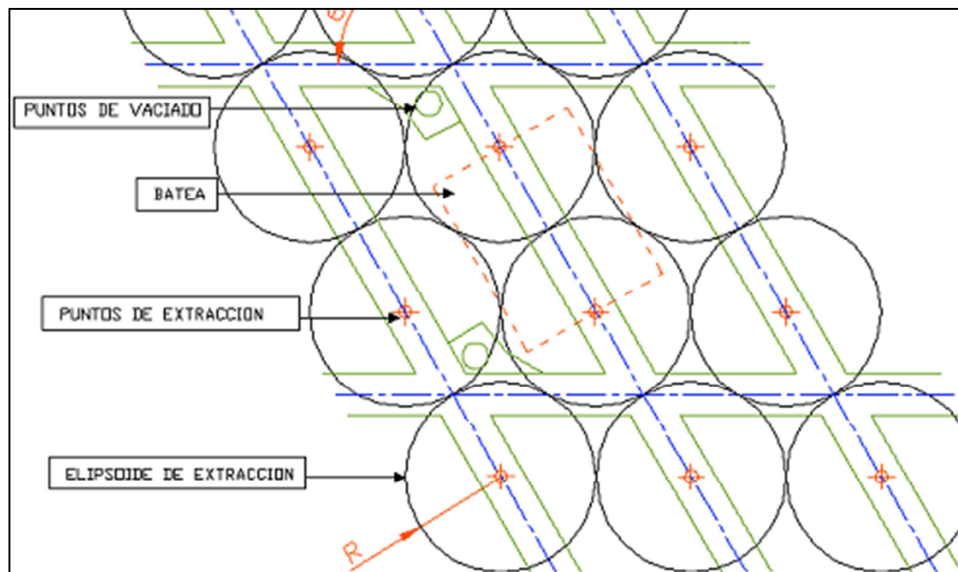


Ilustración 4.1: Ubicación del centro del Elipsoide con respecto a batea

Si bien en este trabajo no se realiza un análisis detallado acerca de cómo definir este criterio, sí se tiene claro que el centro del elipsoide no se encuentra en el borde de la batea, sino que una distancia “d” hacia el interior de la misma. Es por ello que se asume el criterio utilizado por JRI Ingeniería que corresponde a una distancia de 0.5 m.

Criterio de estabilidad de excavaciones

En el diseño minero de los niveles de Producción y Transporte Intermedio para asegurar la estabilidad de las excavaciones se considera otro criterio de JRI Ingeniería.

La separación entre excavaciones debe ser igual o superior a tres veces la dimensión de la excavación mayor (Ver Ilustración 4.2).

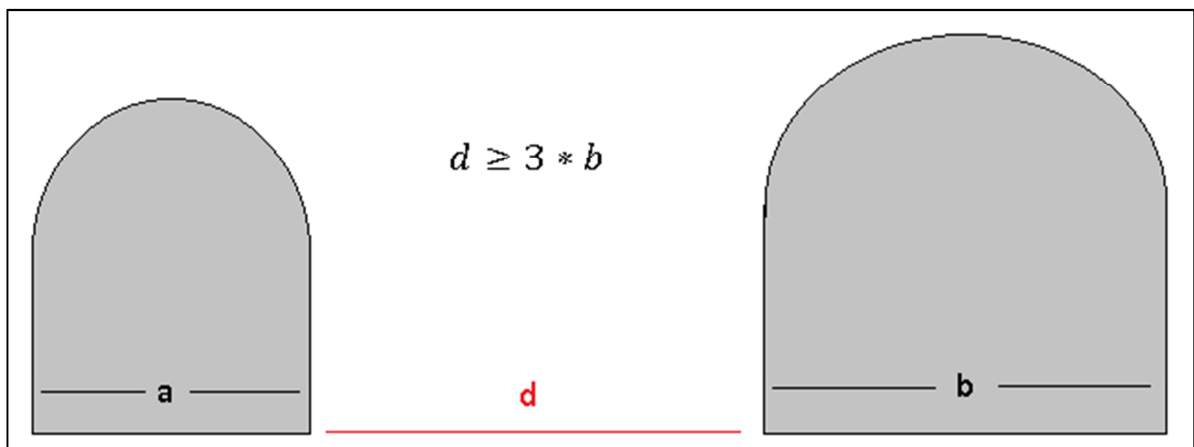


Ilustración 4.2: Criterio de estabilidad de excavaciones utilizado

Aspectos Geomecánicos Básicos de la Batea

Al realizar el dimensionamiento de la Batea se define también las dimensiones del Crown Pillar. Esto porque los criterios de diseño de la batea llevan implícitos criterios tendientes a definir la geometría vertical más estable para el Crown Pillar. Cuando se diseña la batea se tiene considerado lo siguiente respecto del Crown Pillar.

- La visera debe ser lo más robusta posible (altura), de manera de asegurar la vida útil del punto de extracción.
- El ángulo de la batea debe ser lo más cercano a 90°, para evitar tener mayor área expuesta a "planchones", para proteger al punto de extracción.
- El ángulo de talud debe ser mayor que el ángulo de escurrimiento de los materiales, de manera de evitar que el material se acumule sobre el Crown Pillar, ya que se podrían formar puntos de apoyo (pilares) que interrumpen el inicio y propagación del proceso de hundimiento, estos puntos de apoyo generan cargas puntuales que eventualmente podrían afectar las labores del Nivel de Producción.

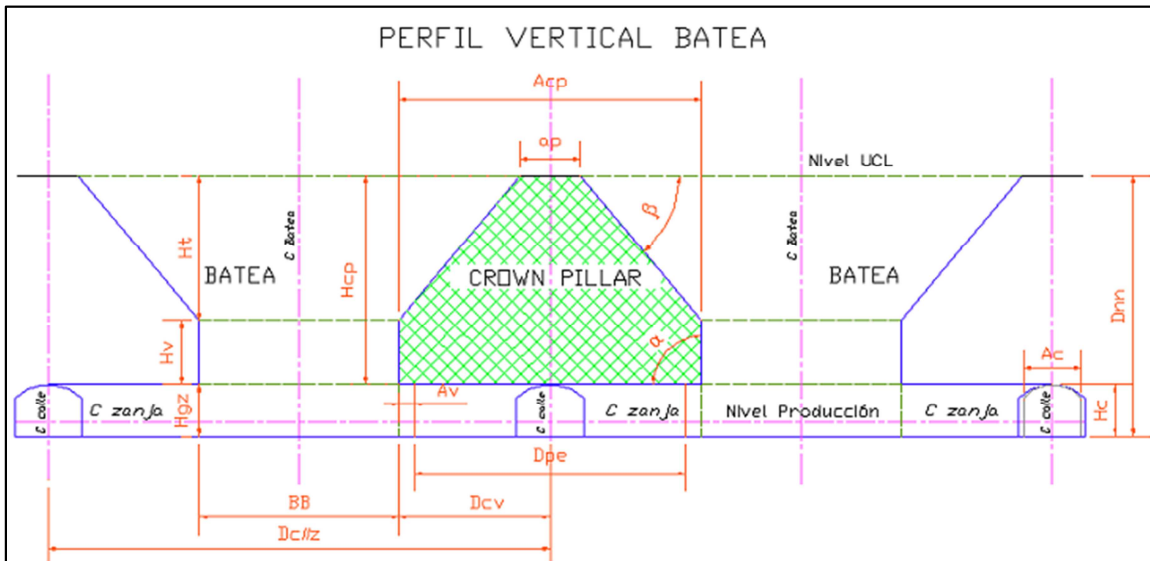


Ilustración 4.3: Parámetros de Diseño Batea

Acp: Ancho del Crown Pillar.

Hcp: Altura del Crown Pillar.

Ht: Altura del talud de la Batea.

β : Angulo del talud de la Batea.

Hv: Altura de la Visera.

α : Angulo de la Visera.

Av: Ancho de la Visera.

Dnn: Distancia vertical entre el Nivel de Producción y el Nivel de Hundimiento.

Dcv: Distancia centro de la calle a la visera.

ap: Ancho del apex superior del Crown Pillar.

BB: Ancho de la base de la Batea.

Hgz: Altura de la Galería Zanja.

Hc: Altura de la Calle de Producción.

Ac: Ancho de la Calle de Producción.

Para la determinación del diseño de la batea y su estabilidad se utiliza la metodología de confinamiento medio del pilar (Lunder y Pakalnis) con una profundidad de 500 metros para la carga litostática y un UCS de 167 MPa. La distancia entre elipsoides y dimensiones de la malla ya han sido definidas y permitirán determinar la base del Crown Pillar. Los resultados del análisis arrojan lo siguiente.

Acp (m)	Hcp (m)	Hv (m)	B	a	UCS	sigma	FS
9	11	7	50	90	167	12.98	1.86

Tabla 4.2: Resultados diseño Crown Pillar

Diámetro de piques de traspaso

Para el cálculo del diámetro de piques de traspaso incorporados en los diseños se usa un criterio propuesto por Hustrulid y Sun (2004) que involucra la probabilidad de formar arcos mecánicos estables. Este criterio relaciona el diámetro del pique (D) con el tamaño mayor de partícula (d) del material que será traspasado y se presenta en la Ilustración 4.4.

Relación "D/d"	Frecuencia Relativa de Trancas
D/d > 5	Muy baja, probable condición de flujo
5 > D/d > 3	Baja, pueden ocurrir arcos estables
D/d < 3	Alta, probable condición de no flujo

Ilustración 4.4: Criterio de determinación de diámetro de piques de traspaso. Hustrulid y Sun (2004).

Estimación de cantidad de colpas

Un aspecto importante en la operación y extracción de mineral es la cantidad de colpas de cada tamaño que aparecerán en el punto de extracción. Este factor es determinante de las dimensiones de la parrilla de reducción secundaria y de piques de traspaso, y además influye en la producción por el tiempo destinado a la reducción secundaria.

No es posible realizar una predicción certera del número de colpas por rango de tamaño, pero existen algunos métodos de estimación. La utilizada se basa en la distribución granulométrica del mineral y supone que el volumen de una colpa se asemeja al promedio entre un paralelepípedo y un elipsoide.

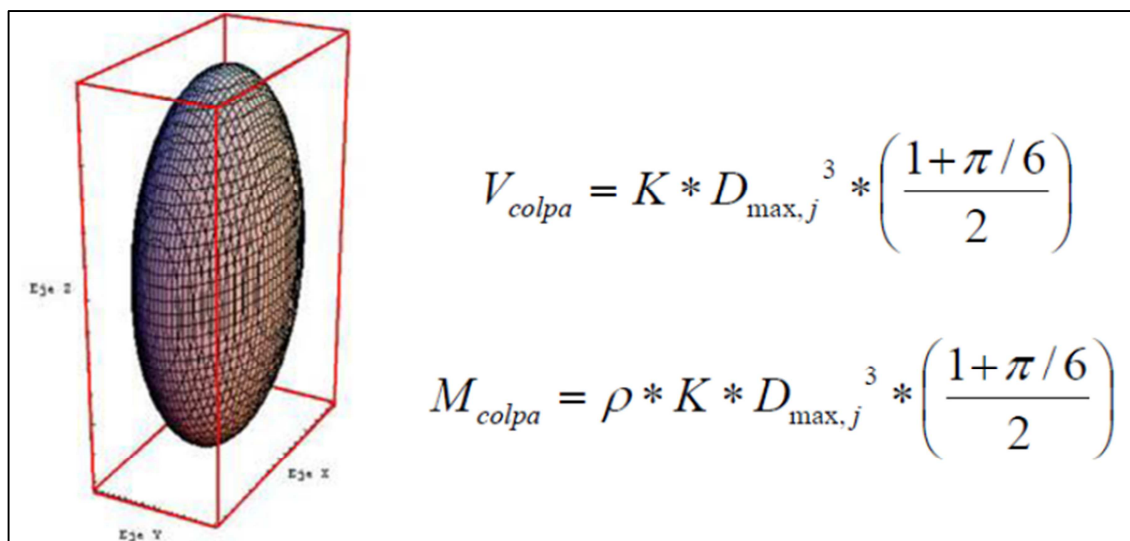


Ilustración 4.5: Método de estimación de cantidad de colpas

Permite determinar el tonelaje entre eventos (aparición de una colpa en el punto) y con ello la cantidad de colpas en cada punto por día de operación. Los resultados de este caso se muestran en la tabla 4.3 y la tabla 4.4.

CLASE [m]	D _{MAX}	D _{MAX}	% Retenido Parcial Clase	ton/clase	MASA	colpas/clase	ton
	Clase, cm	Clase, m		cada 1000t	t/colpa	cada 1000t	por colpa
< 0,3	30	0.30	17.90	179.0	0.05	3283.1	0.30
0,3 - 0,35	35	0.35	4.21	42.1	0.09	486.7	2.05
0,35 - 0,4	40	0.40	3.64	36.4	0.13	281.9	3.55
0,4 - 0,45	45	0.45	3.07	30.7	0.18	167.0	5.99
0,45 - 0,5	50	0.50	2.50	25.0	0.25	99.2	10.08
0,5 - 0,55	55	0.55	1.93	19.3	0.34	57.5	17.38
0,55 - 0,6	60	0.60	1.36	13.6	0.44	31.2	32.00
0,6 - 0,65	65	0.65	0.79	7.9	0.55	14.3	69.96
0,65 - 0,7	70	0.70	0.22	2.2	0.69	3.2	311.21
>0,7	75	0.75	0.16	1.6	0.85	1.8	549.46

Tabla 4.3: Tonelaje entre colpas según rango de tamaño

CLASE [m]	Tasa extracción [ton/m2día]							
	0.5	0.75	1	1.25	1.5	1.75	2	2.5
	Colpas por día por punto							
< 0,3	236.38	354.57	472.76	590.95	709.15	827.34	945.53	1181.91
0,3 - 0,35	35.04	52.56	70.08	87.60	105.12	122.64	140.17	175.21
0,35 - 0,4	20.30	30.45	40.60	50.75	60.90	71.05	81.19	101.49
0,4 - 0,45	12.03	18.04	24.05	30.06	36.08	42.09	48.10	60.13
0,45 - 0,5	7.14	10.71	14.28	17.85	21.42	24.99	28.56	35.70
0,5 - 0,55	4.14	6.21	8.29	10.36	12.43	14.50	16.57	20.71
0,55 - 0,6	2.25	3.37	4.50	5.62	6.75	7.87	9.00	11.25
0,6 - 0,65	1.03	1.54	2.06	2.57	3.09	3.60	4.12	5.15
0,65 - 0,7	0.23	0.35	0.46	0.58	0.69	0.81	0.93	1.16
>0,7	0.13	0.20	0.26	0.33	0.39	0.46	0.52	0.66

Tabla 4.4: Cantidad de colpas por día en punto de extracción. Según tasa de extracción.

Reducción secundaria

La manera en que se hará la reducción secundaria también afectará la producción del módulo. Se pretende que este procedimiento se efectúe con la menor frecuencia posible para así no interferir en la operación. La granulometría fina facilitará el cumplimiento de esta condición.

Para la reducción de tamaño de las colpas se usará métodos expansivos o de tronadura controlada con el fin de disminuir o evitar el daño que se puede ocasionar a los equipos fijos instalados en los puntos de extracción (Ver Anexo C).

Para la perforación se utiliza un equipo acondicionado de pequeñas dimensiones que permite tener movilidad y rapidez para el procedimiento. Este consiste en un equipo bobcat W463 equipado con una perforadora de pequeño diámetro (1'' - 2.5'') en el extremo de su brazo móvil como muestra la Ilustración 5.6.

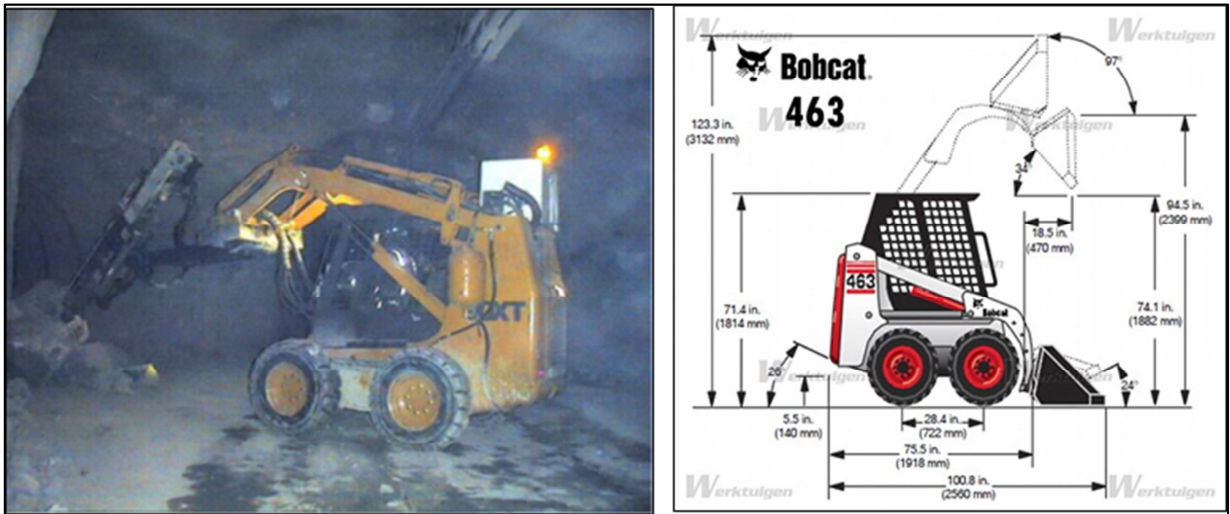


Ilustración 4.6: Equipo perforador móvil

Distancia a Nivel de Transporte Principal

Para el dimensionamiento de camiones o correas transportadoras del Nivel de Transporte Intermedio se establece que el transporte principal se ubica a una distancia de 1 km del módulo.

5 DISEÑO MINERO DE SISTEMAS PROPUESTOS

En los capítulos anteriores se definió la separación entre puntos de extracción y la configuración espacial que se adoptaría. Se especificó también los criterios, consideraciones y cálculos previos al diseño minero. Por consiguiente en este capítulo se muestra el resultado de la etapa de diseño, de la cual se originó tres alternativas de manejo de minerales.

Las dos primeras alternativas son bastante similares, debido a que utilizan básicamente la misma filosofía de operación basada en el traspaso gravitacional mediante piques. La tercera en cambio, se aleja de los primeros diseños y responde a la necesidad de presentar una alternativa que permita innovar y utilizar tecnología con el fin de mejorar la producción y sacar al personal del contacto directo con la producción y los riesgos que ello implica.

A continuación se describe cada una de las alternativas en detalle, mostrando ilustraciones de sus diseños y explicando lógica de operación.

5.1 Alternativa I

5.1.1 Descripción general

Basa su diseño en el método de buitras y parrillas usado en Block Caving. Se elimina el mecanismo manual de control de flujo y se deja el mineral fluir libremente sobre un pique de traspaso ubicado en el piso de la estocada, el cual conduce al Nivel de Transporte intermedio. En la parte superior del pique se ubica una parrilla, la cual permite reducir aquellas colpas que posean un tamaño inapropiado y puedan ocasionar un atasco o colgadura dentro del mismo. La reducción secundaria será realizada con ayuda de un equipo perforador móvil y utilizando técnicas de tronadura controlada o métodos expansivos. Este procedimiento se llevará a cabo una vez que el 50% de los puntos de una calle se encuentre detenido.

Los piques de traspaso de puntos de una misma batea se conectan antes de llegar al Nivel de Transporte Intermedio y confluyen en un buzón de alimentación, el cual servirá para controlar el flujo de mineral extraído desde cada punto. En este nivel se cargará camiones que serán alimentados desde los buzones con ayuda de un chute de traspaso y conducirán el mineral al Transporte Principal.

5.1.2 Nivel de producción

Malla de extracción

Se contempla una malla cuadrada de 10 m x 10 m con galerías de producción espaciadas a 20 metros y puntos de extracción separados por 10 metros.

La siguiente Ilustración 5.1 muestra un esquema general de la malla.

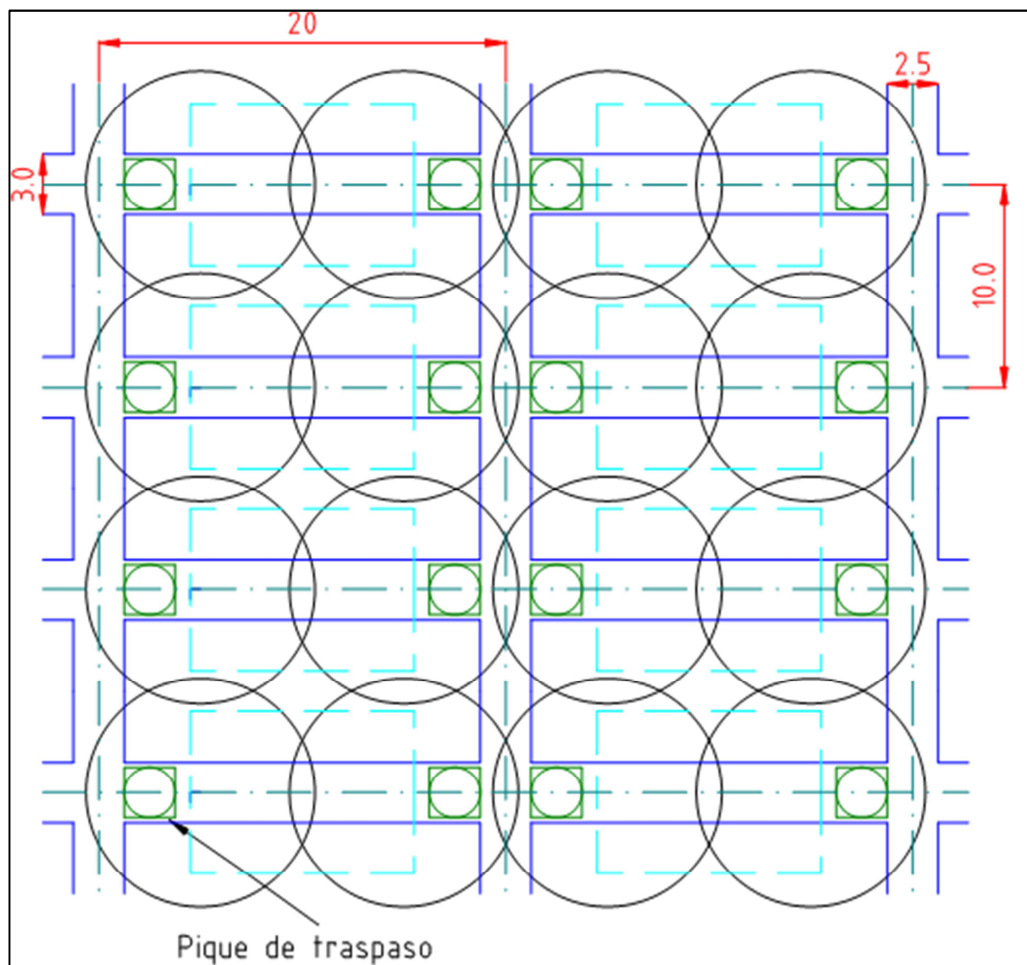


Ilustración 5.1: Malla extracción Alternativa I

Las galerías de zanja tienen una altura de 2.5 m y un ancho de 3 m, mientras que las galerías de producción tienen una sección de 2.5 m x 2.5 m, lo que permite el paso de equipos pequeños y suministros en su interior. El largo de la batea recolectora es de 11 metros, debido a la consideración del centro del elipsoide a 0,5 metros del borde de la visera.

Cada estocada tiene una longitud total de 3.25 metros donde se ubica un marco hormigonado y la parrilla de reducción secundaria emplazada sobre el pique de traspaso, el cual posee un diámetro de 2.5 metros. La altura del marco de acero hormigonado es medio metro menor que la zanja de extracción debido a que así se logra controlar la proyección del mineral sobre la galería de producción. Cada uno de los marcos de acero tiene un ancho de 14 cm y están separados a 0.5 m y 1.0 m respectivamente.

El siguiente perfil de la Ilustración 5.2 permite visualizar la disposición de cada elemento mencionado:

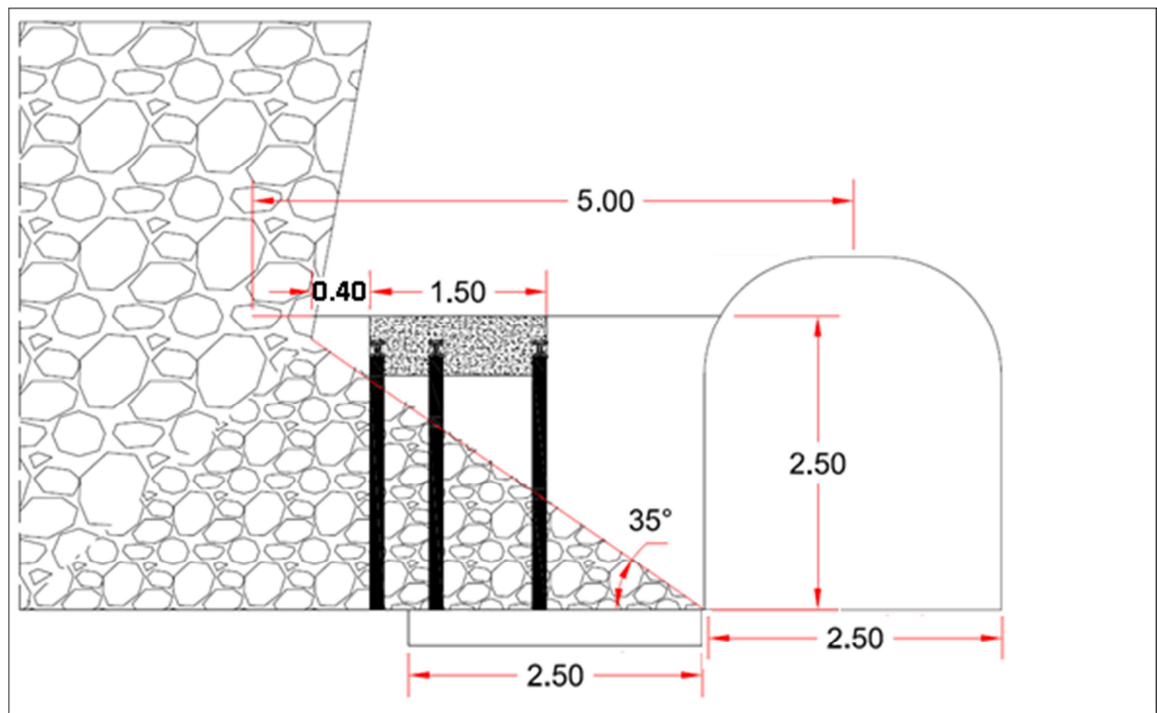


Ilustración 5.2: Perfil punto de extracción alternativa I

Parrilla

Como se mencionó previamente la parrilla debe ser diseñada con el fin de que no permita el paso de colpas inadecuadas para el traspaso mediante piques. En este caso la parrilla tendrá una abertura de 70 cm que es un valor muy cercano al P100 del mineral, buscando que la cantidad de sobretamaños sea baja.

Del análisis de colpas mostrado en el capítulo anterior y para una tasa de $2 \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^2 \cdot \text{día}} \right]$ que es la que se desea alcanzar, se obtiene que hay una ocurrencia de 0.52 sobretamaños por día en cada punto, es decir, aproximadamente una colpa por cada dos días. Ver Ilustración 5.3.

Si bien la idea del método es sacar el mineral tal como sale del punto de extracción, tratando de disminuir lo más posible los costos de reducción de tamaño y aprovechando su granulometría fina. La parrilla es considerada por la eventual aparición de una colpa de dimensiones mayores, la que se podría generar al ser un sistema artificial el que origine la granulometría estipulada como input.

CLASE [m]	Tasa extracción [ton/m ² día]							
	0.5	0.75	1	1.25	1.5	1.75	2	2.5
Colpas por día por punto								
< 0,3	236.38	354.57	472.76	590.95	709.15	827.34	945.53	1181.91
0,3 - 0,35	35.04	52.56	70.08	87.60	105.12	122.64	140.17	175.21
0,35 - 0,4	20.30	30.45	40.60	50.75	60.90	71.05	81.19	101.49
0,4 - 0,45	12.03	18.04	24.05	30.06	36.08	42.09	48.10	60.13
0,45 - 0,5	7.14	10.71	14.28	17.85	21.42	24.99	28.56	35.70
0,5 - 0,55	4.14	6.21	8.29	10.36	12.43	14.50	16.57	20.71
0,55 - 0,6	2.25	3.37	4.50	5.62	6.75	7.87	9.00	11.25
0,6 - 0,65	1.03	1.54	2.06	2.57	3.09	3.60	4.12	5.15
0,65 - 0,7	0.23	0.35	0.46	0.58	0.69	0.81	0.93	1.16
>0,7	0.13	0.20	0.26	0.33	0.39	0.46	0.52	0.66
Total Colpas	0.13	0.20	0.26	0.33	0.39	0.46	0.52	0.66

Ilustración 5.3: Ocurrencia de sobretamaño para tasa de extracción objetivo de $2 \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^2 \cdot \text{día}} \right]$

El largo de la parrilla se determina de acuerdo a la distancia de proyección del mineral en la horizontal. El largo de este talud queda expresado como:

$$l_{\text{talud}} = \frac{h_{PE}}{\text{tg}(\alpha)}$$

Donde,

l_{talud} : Alcance del talud de mineral fragmentado al escurrir.

h_{PE} : Altura del punto de extracción.

α : Ángulo de reposo del mineral.

Con esto se obtiene que para una altura del marco de 2 m, la longitud del talud de mineral es de 2,85 metros. Se define entonces 0,4 metros de distancia entre el comienzo de la visera y la obra civil, 1.5 metro de longitud para el marco hormigonado y una parrilla de 2,5 metros de largo. La proyección del mineral sobre la parrilla la cubre en un 100% de su área. Si se considera un margen con un ángulo de reposo del mineral de 40° se alcanza una proyección de 2.38 m lo que logra cubrir un 81% de la parrilla.

Finalmente se muestra el diseño de la parrilla a utilizar en la Ilustración 5.4.

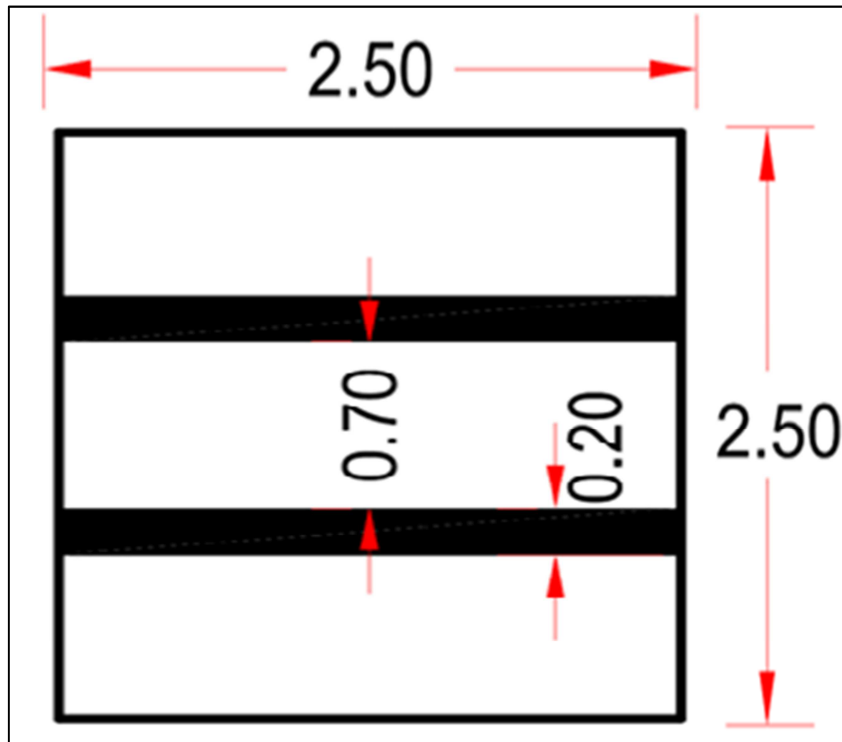


Ilustración 5.4: Parrilla de reducción secundaria

Piques de traspaso

Se dispone de un pique de traspaso por cada punto de extracción. Para determinar su diámetro se utiliza el criterio propuesto por Hustrulid y Sun (2004) el cuál se enuncia en la tabla 5.1.

Relación [D/d]	Frecuencia Relativa de Trancas	Diámetro Pique
$D/d > 5$	Muy baja, probable condición de flujo	$D > 3.5$
$5 > D/d > 3$	Baja, pueden ocurrir arcos estables	$3.5 > D > 2.1$
$D/d < 3$	Alta, probable condición de no flujo	$D < 2.1$

Tabla 5.1: Diámetro de pique en función de probabilidad de generar atascos

Por lo tanto para un tamaño máximo de partícula de 0,7 metros se tiene que un pique de 2,5 metros de diámetro garantiza una frecuencia relativa de colgaduras baja. La inclinación de los piques se define en 65° , ángulo que asegura el flujo y que además permite que los piques se intercepten a una diferencia de cota adecuada con respecto a la base del nivel de producción. Esto tratando siempre de no afectar la estabilidad geomecánica de los niveles y procurando también minimizar los desarrollos verticales.

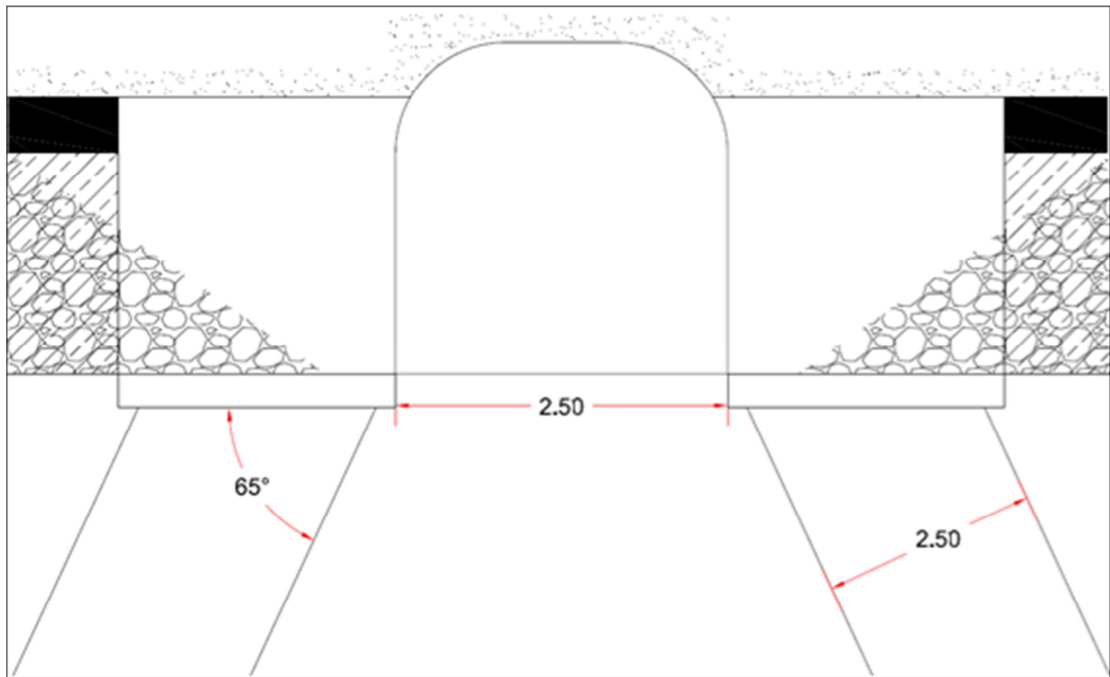


Ilustración 5.5: Perfil: Diámetro e inclinación de piques de traspaso.

5.1.3 Nivel de Transporte Intermedio

Buzones

Los piques desembocan a un Nivel de Transporte Intermedio donde mediante buzones y un chute se alimentará camiones que llevarán el mineral al transporte principal. El Transporte Intermedio se ubica 15 metros por debajo del Nivel de Producción y sus galerías tienen una sección de 5 m x 5 m. Se considera que una distancia igual o superior a 3 veces la sección de la excavación mayor es adecuada para no afectar la estabilidad de los niveles.

Los buzones estarán espaciados a la misma distancia de los puntos de extracción, es decir, 10 metros y para su instalación se requiere un desquinche sobre la galería de transporte intermedio el cual tendrá el mismo ancho de esta, y una altura de 3.5 metros.

El esquema de la Ilustración 5.6 muestra las distancias involucradas en la disposición de los niveles.

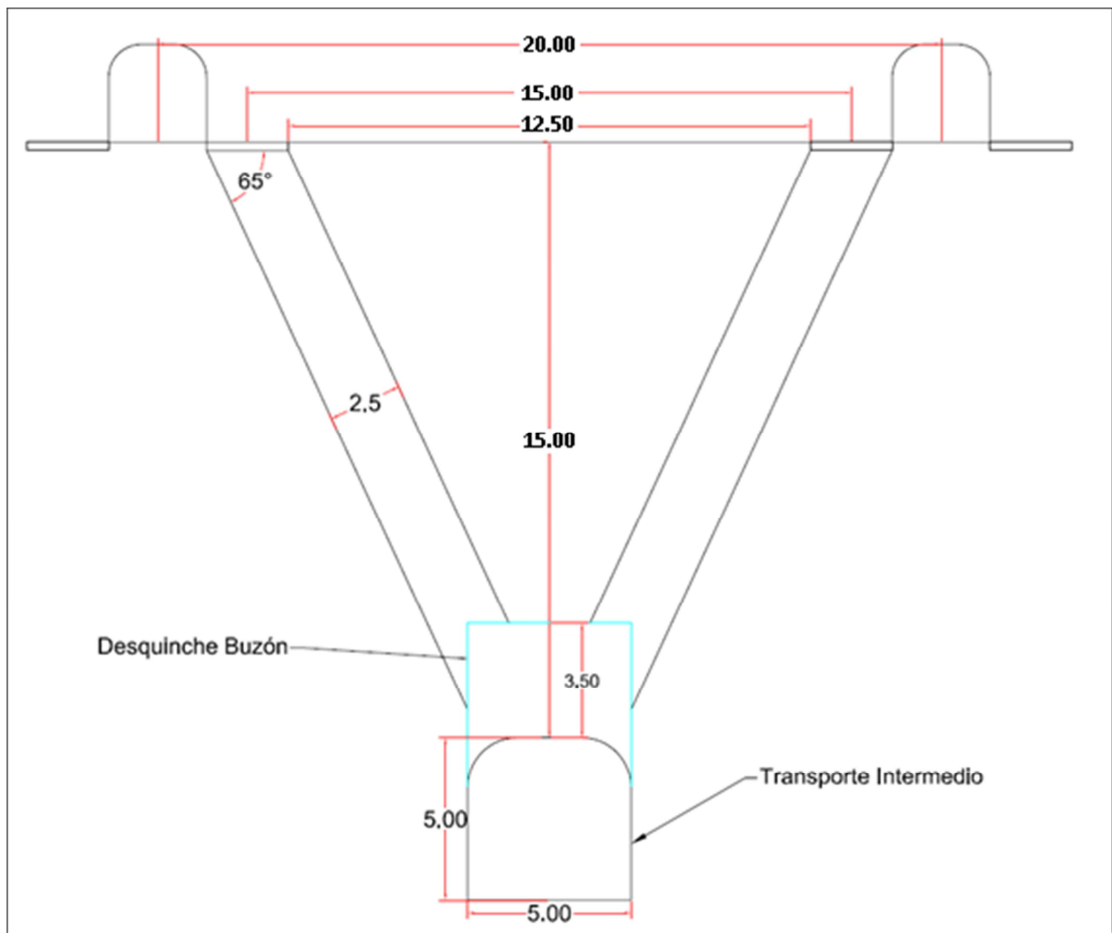


Ilustración 5.6: Esquema disposición Nivel de Producción y Nivel de Transporte Intermedio Alternativa I

El tipo de buzón que se usará permite un control de tiraje de cada punto, ya que posee un mecanismo de control de flujo individual para cada pique y un chute común. Este chute permitirá realizar el carguío a camiones mineros de 60 toneladas, los que acarrearán el mineral hasta el transporte principal.

En la Ilustración 5.7 se puede apreciar el tipo de buzón a utilizar.

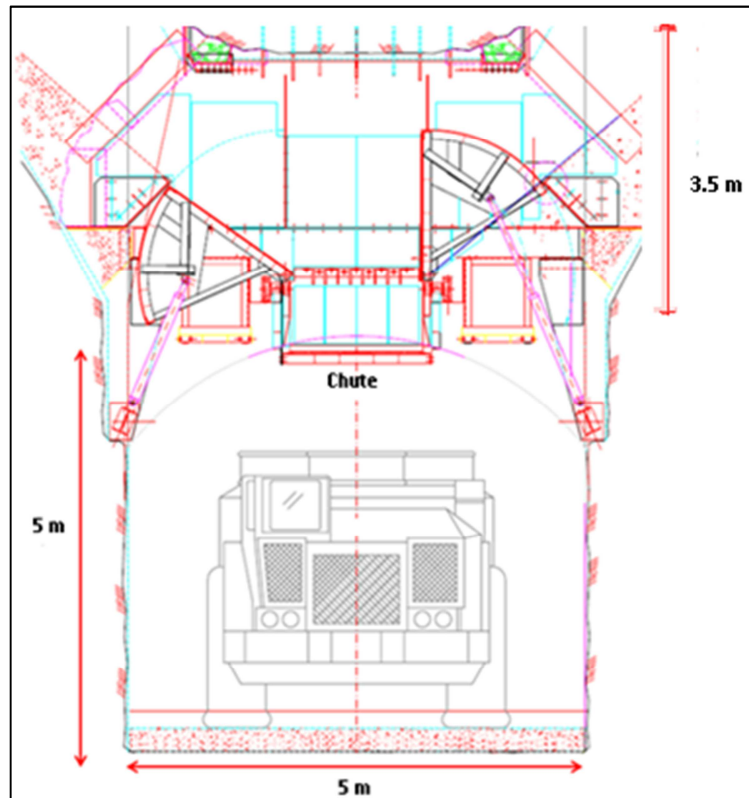


Ilustración 5.7: Buzón y chute alimentador de camiones

El empalme del Nivel de Producción con el Nivel de Transporte Intermedio se puede apreciar en la Ilustración 5.8. El módulo global posee 72 puntos de extracción, lo que involucra la misma cantidad de piques de traspaso y 36 buzones alimentadores de camiones, su visualización en tres dimensiones se muestra en la Ilustración 5.9.

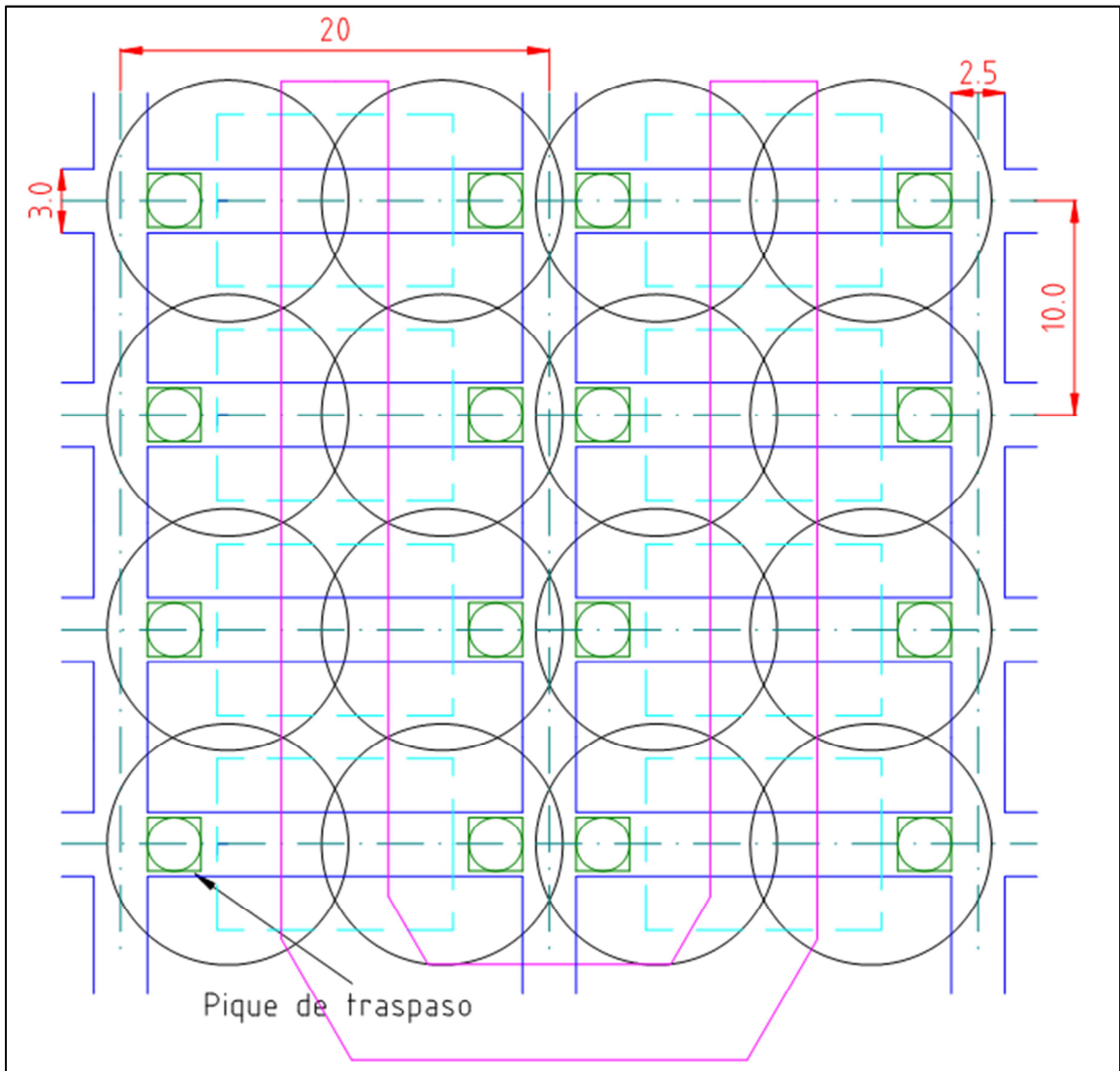


Ilustración 5.8: Empalme Nivel de Producción con Nivel de Transporte Intermedio Alternativa I

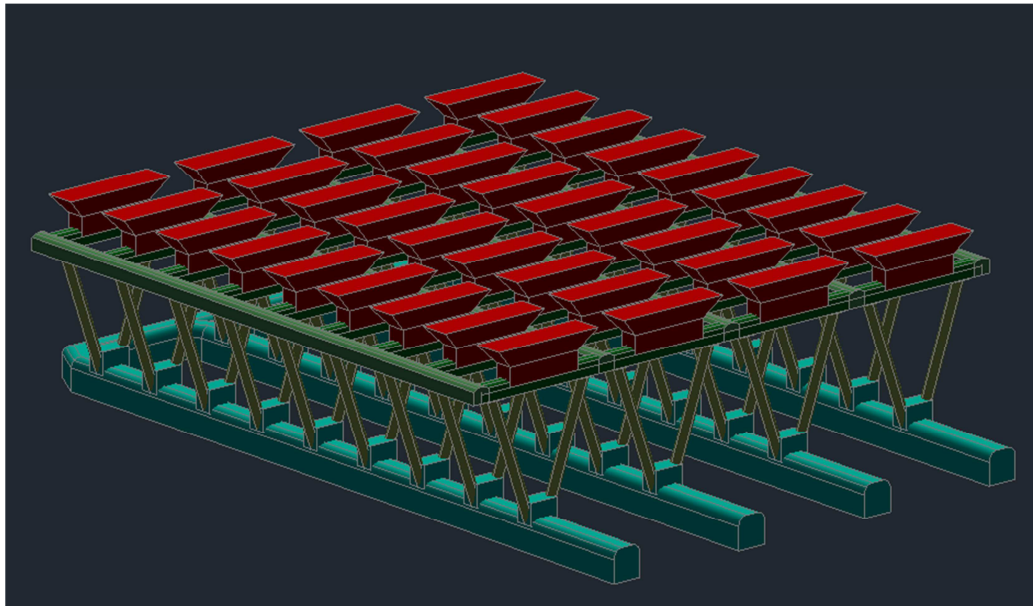


Ilustración 5.9: Vista 3D del módulo Alternativa I

5.2 Alternativa II

5.2.1 Descripción general

Puede ser considerada una modificación a la alternativa I, ya que la base de diseño y filosofía de producción es muy similar. Se trata de disminuir la cantidad de piques conectando los puntos de extracción enfrentados mediante un desquinche hecho sobre la calle de producción. El flujo de mineral es controlado en este mismo nivel con la ayuda de una buitra mecanizada, la cual está confeccionada con cadenas y es sostenida desde un yugo gracias a una polea y tecele mecanizado.

Debido al desquinche se instala un puente para permitir el tránsito a lo largo de la calle de producción, este estará construido con hormigón y vigas de acero. A los costados del puente cada punto de extracción tendrá instalada una parrilla de reducción secundaria, la cual permitirá detener aquellas colpas que no sean aptas para el traspaso por pique pudiendo ocasionar atascos.

Los piques se conectarán en el nivel de transporte intermedio para alimentar mediante buzones y un chute los camiones que acarrearán el mineral hacia el transporte principal, de manera análoga a la primera alternativa.

5.2.2 Nivel de Producción

Malla de extracción

La malla de extracción es muy similar a la de la primera alternativa. Las dimensiones de las galerías se mantienen iguales con galerías de zanja de 3 m x 2.5 m y galerías de producción de 2.5 m x 2.5 m. La disposición de los elementos de la estocada de carguío es la misma, incorporando lógicamente la buitra mecanizada la cual se sostiene del marco de acero hormigonado y el dispositivo de tecele-polea que moviliza la buitra.

El esquema general de la malla de extracción se muestra en la Ilustración 5.10.

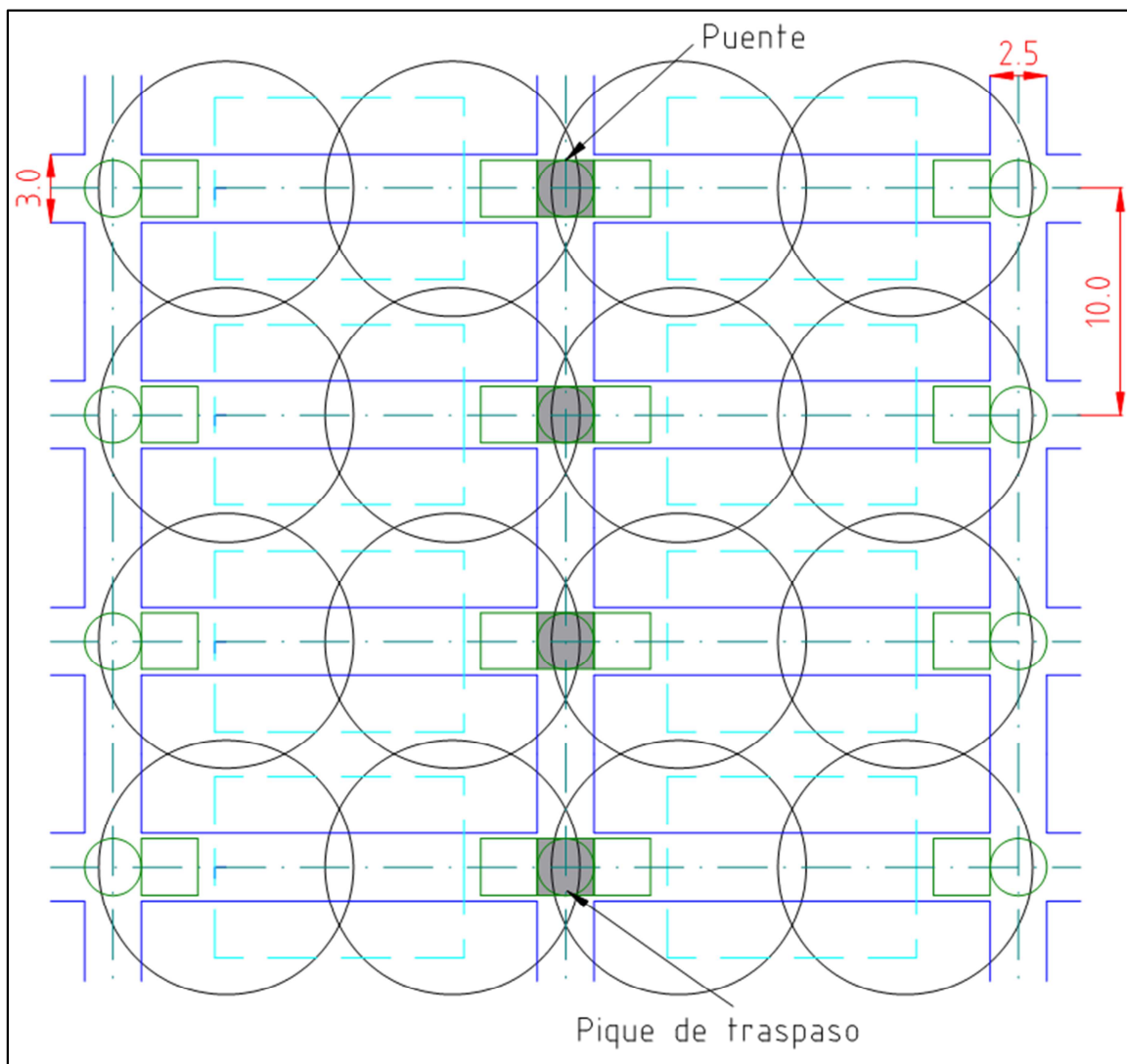


Ilustración 5.10: Malla extracción Alternativa II

Buitra Mecanizada

La “buitra modernizada” está confeccionada por cadenas separadas, las que permiten detener el flujo y a la vez posibilitan el paso del elemento usado para descolgar (por ejemplo un coligüe con explosivo). Las cadenas están sostenidas desde la parte superior de un marco de acero hormigonado ubicado en los primeros metros del punto de extracción. El cierre del mecanismo se logra por la presión de un yugo sostenido por una polea y un tecele eléctrico.

La Ilustración 5.11 facilita la visualización de la idea descrita. La lógica es que el peso del yugo de acero permita cerrar la buitra y con ayuda de las cadenas se pueda detener el flujo de mineral.

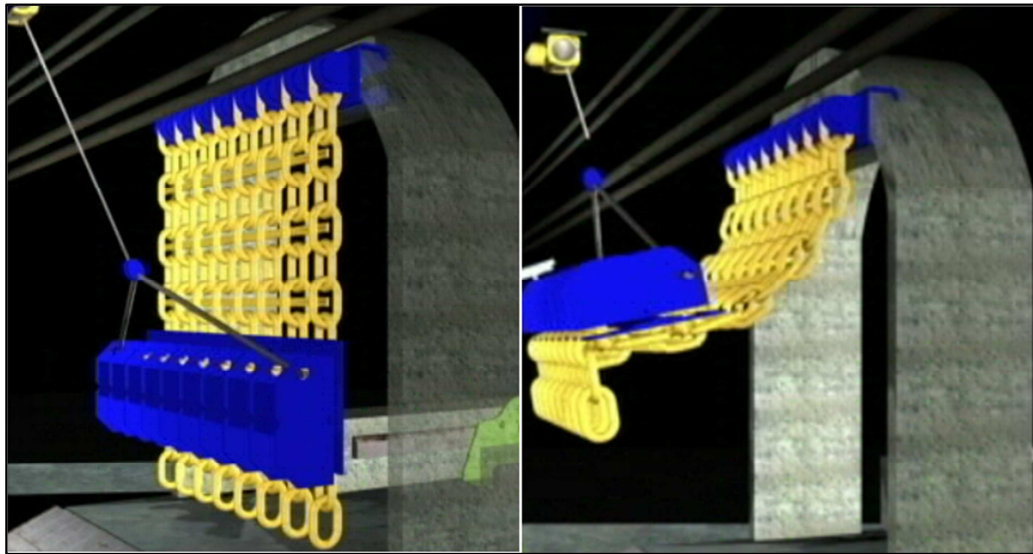


Ilustración 5.11: Buitra mecanizada en posición cerrada y abierta respectivamente.

El mecanismo movilizador se sostiene sobre el techo de la galería de zanja, mientras que las cadenas están ancladas desde el marco de acero central. La disposición de todos los elementos del punto de extracción se puede apreciar en la Ilustración 5.12.

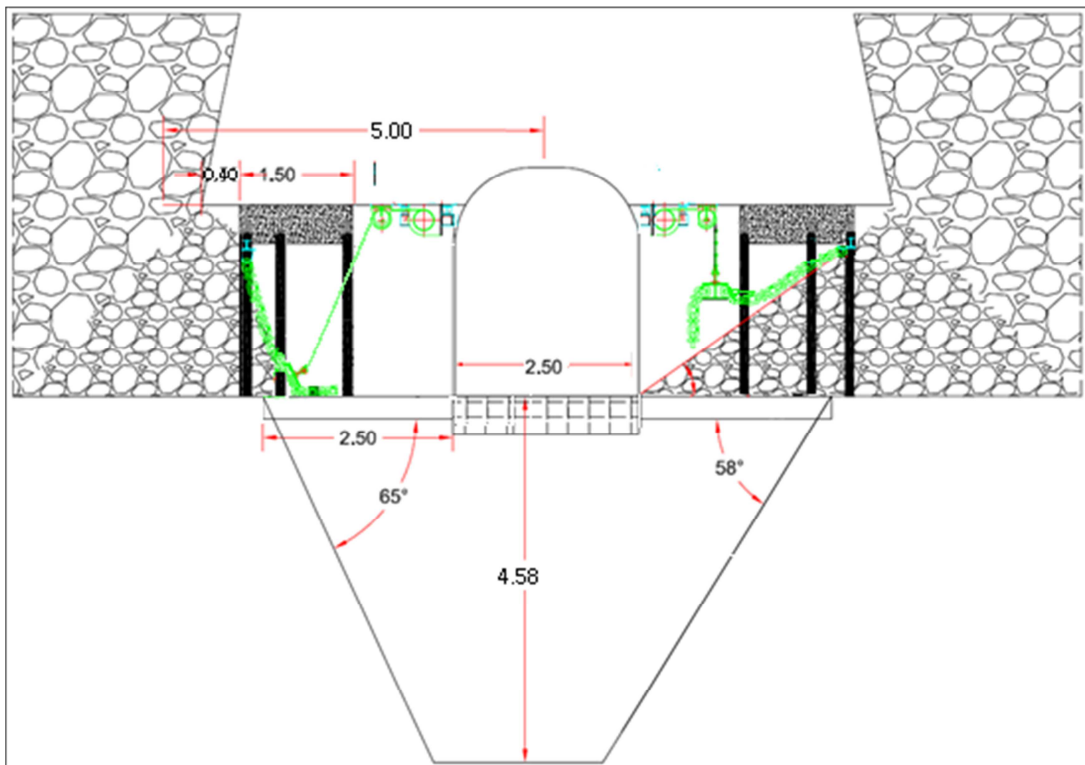


Ilustración 5.12: Perfil Punto de Extracción Alternativa II

Parrilla

El diseño de la parrilla para esta alternativa es exactamente igual al realizado en el primer diseño. La gran diferencia es la incorporación de una estructura de acero y hormigón utilizada como puente entre las parrillas. El siguiente esquema muestra la disposición y dimensiones de cada uno de los elementos mencionados.

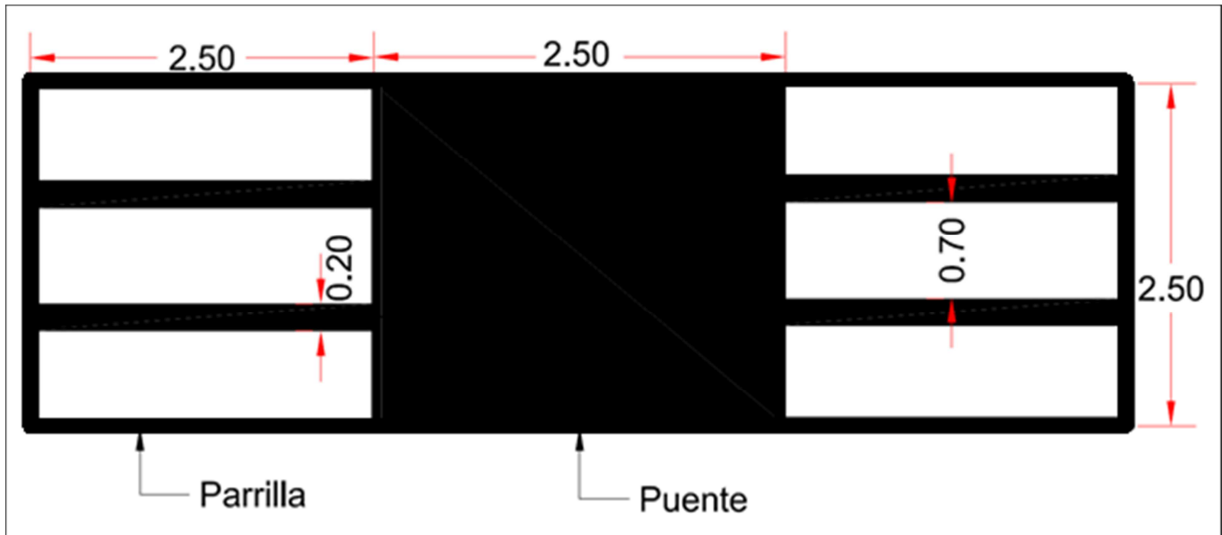


Ilustración 5.13: Estructura Parrilla - Puente alternativa II

Análogamente a la alternativa I si se considera un ángulo de reposo del mineral entre 35° - 40° , se alcanza un 81-100% del área de la parrilla cubierta.

Tolva

La construcción de esta "tolva" se hace con el fin de disminuir la cantidad de desarrollos verticales del sistema, considerando que un pique por cada punto de extracción es una cantidad muy elevada. Esta se origina desquinchando el pique de traspaso construido para transferir el mineral hacia el transporte intermedio, y así se puede descargar de ambos puntos al mismo pique. Se define distintos ángulos en sus paredes debido a que se trata de disminuir el volumen de la excavación para así no afectar su estabilidad, con ello una pared queda determinada por el ángulo del pique y la otra por un ángulo menor que asegura el flujo.

El ancho de la tolva es de 2.5 m, por lo que se asume que la excavación es estable debido a que no posee dimensiones muy grandes, particularmente es bastante angosta.

El siguiente esquema presentado en la Ilustración 5.14 permite apreciar las dimensiones de la tolva.

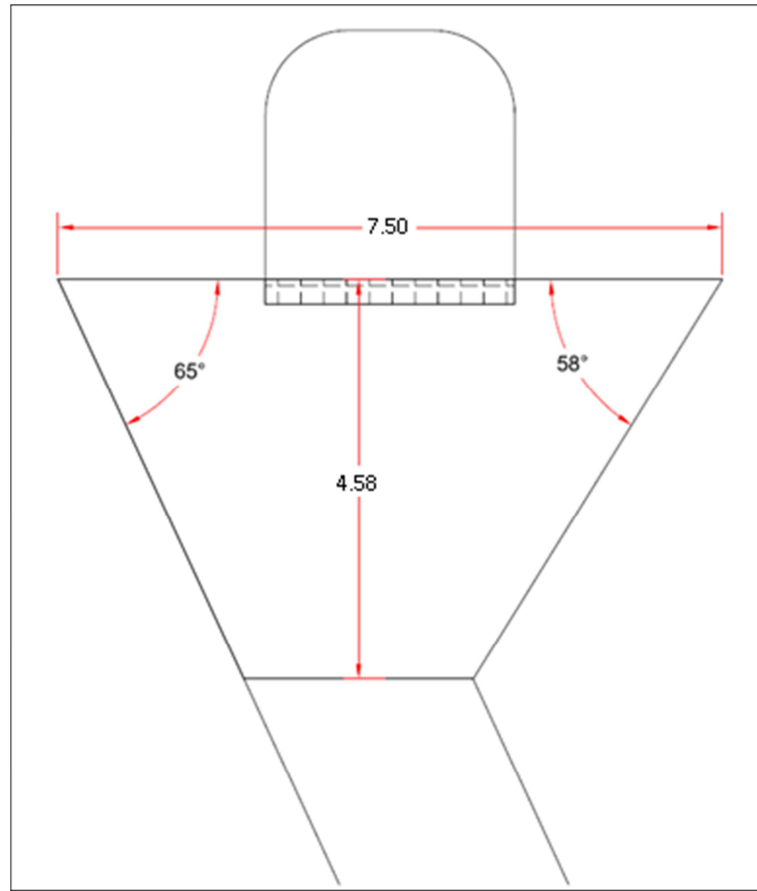


Ilustración 5.14: Tolva de almacenamiento originada a partir del "desquinche" del pique de traspaso

La tolva tiene un volumen de 57.26 m^3 lo que le permite una capacidad cercana a las 117 toneladas de mineral si se considera una densidad de $2,65 \text{ ton/m}^2$ y un esponjamiento del 30%. A esta capacidad de almacenamiento se debe agregar la del pique de traspaso, que con un diámetro de 2,5 m y una longitud de 24 m permite almacenar adicionalmente cerca de 240 toneladas.

5.2.3 Nivel de Transporte Intermedio

Buzones

El tipo de buzón a utilizar es similar al empleado en la alternativa anterior, pero esta vez no se necesita un control de flujo separado en el nivel inferior ya que se cuenta con buitras en el Nivel de Producción. Los piques son conectados al llegar al Nivel de Transporte Intermedio y para este caso la separación entre niveles aumenta a 26 metros, lo que asegura una estabilidad en el sistema.

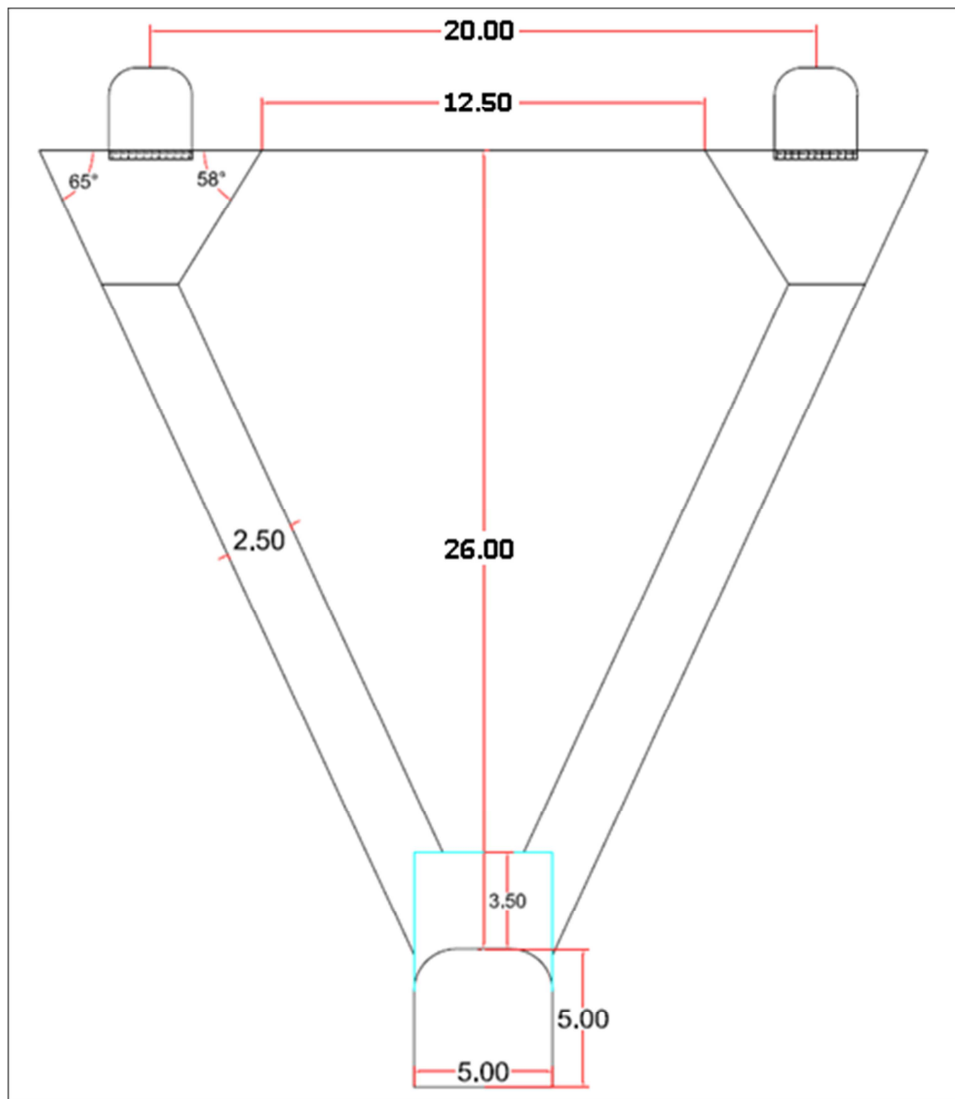


Ilustración 5.15: Esquema disposición Nivel de Producción y Nivel de Transporte Intermedio Alternativa II

Las galerías de transporte intermedio tienen una sección de 5 m x 5 m y su separación aumenta a 40 metros, lo que implica que la cantidad de buzones necesarios también se reduce a la mitad en esta alternativa.

Las Ilustraciones 5.16 y 5.17 permiten visualizar el empalme del nivel de producción con el nivel de transporte intermedio y el módulo del sistema en tres dimensiones, respectivamente.

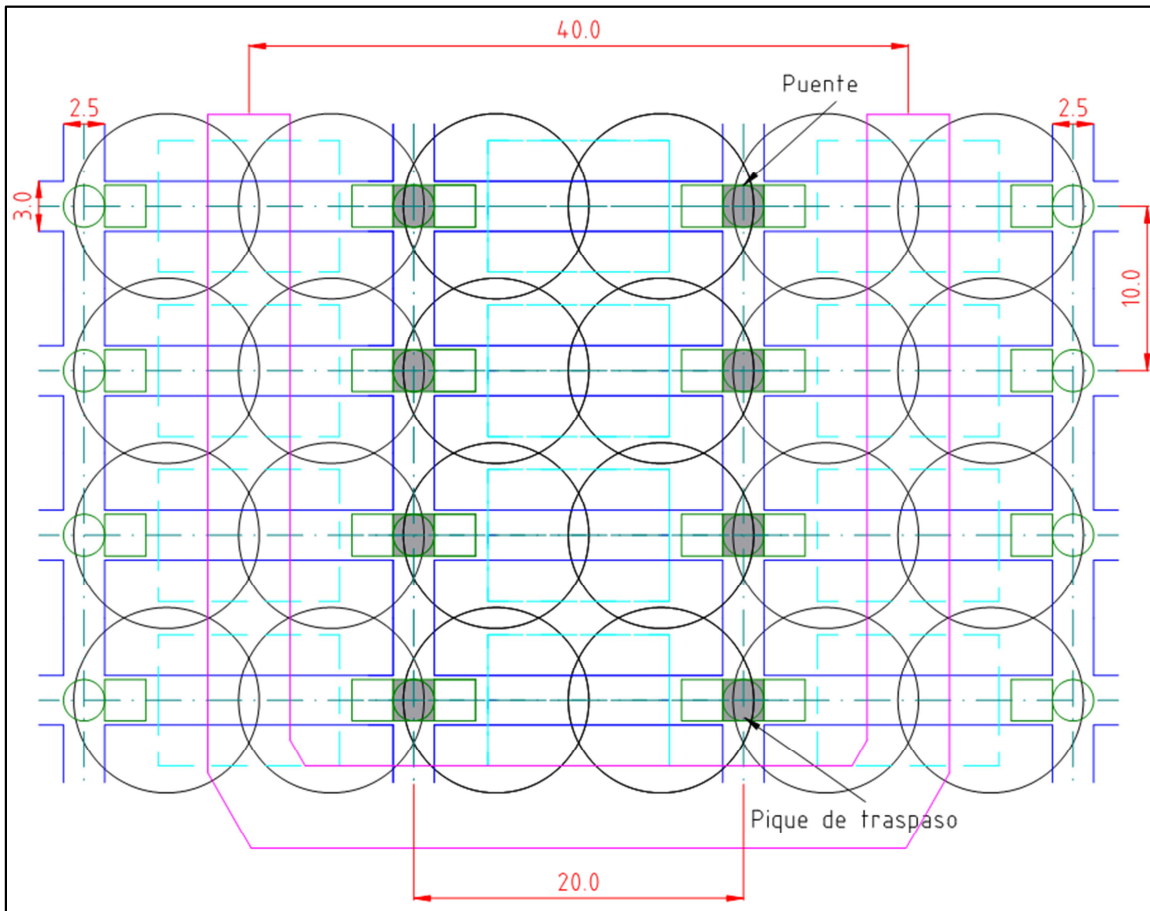


Ilustración 5.16: Empalme Nivel de Producción con Nivel de Transporte Intermedio Alternativa II

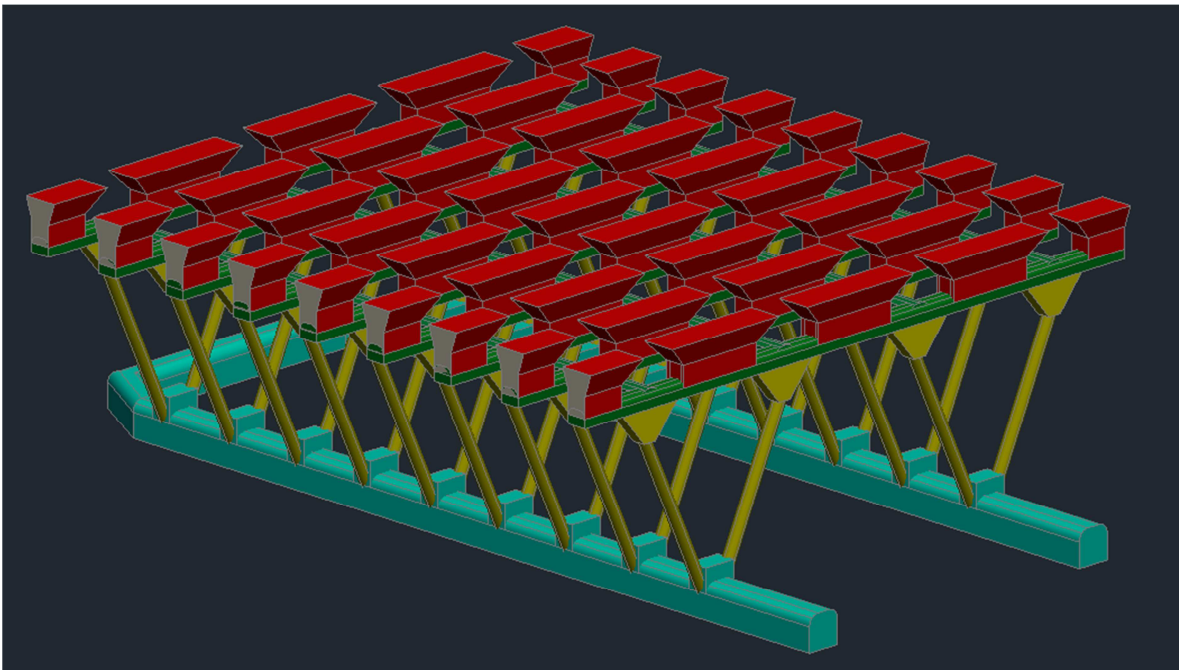


Ilustración 5.17: Vista 3D del módulo Alternativa II

5.3 Alternativa III

5.3.1 Descripción general

Este diseño se enfoca en disminuir los desarrollos verticales eliminando totalmente los piques de traspaso desde los puntos de extracción, y es una alternativa mucho más tecnológica que responde a la necesidad de innovar. Se diseña con el fin de que el manejo de minerales pueda ser automatizado totalmente.

Las galerías de producción se construyen justo por debajo de las galerías de zanja y se realiza un desquinche en sus cruces para la instalación de un equipo alimentador en cada punto. Este equipo no existe el mercado actual, por lo que su diseño es específico de este trabajo de título. En su operación el alimentador vacía el mineral directamente a un sistema de transporte continuo de cadenas, sin etapas previas de reducción de tamaño.

El equipo alimentador es accionado por un mecanismo hidráulico de pistones, por lo que se necesita una unidad hidráulica por cada par de puntos enfrentados como fuente de energía del mecanismo.

5.3.2 Nivel de Producción

Malla de extracción

La base de la malla de extracción es la misma que la ocupada para los dos diseños anteriores. Es una malla de 10 m x 10 m con galerías de zanja perpendiculares a las de producción, sin embargo en este caso ambos desarrollos no se encuentran en la misma cota, sino que las galerías de producción se ubican justo por debajo de la galería de zanja. Las galerías de producción tienen una sección de 3.2 m x 3.2 m y las de zanja mantienen la sección de 3 m x 2.5 m de los diseños anteriores.

En cada cruce de ambos tipos de galerías, se realiza un desquinche de 8 m de largo, 3.2 m de altura y 3 m de ancho el cual permite instalar el equipo alimentador del punto. Este equipo cumple dos funciones simultáneas, la de alimentar el mineral al equipo de transporte y la de controlar el flujo proveniente del punto de extracción.

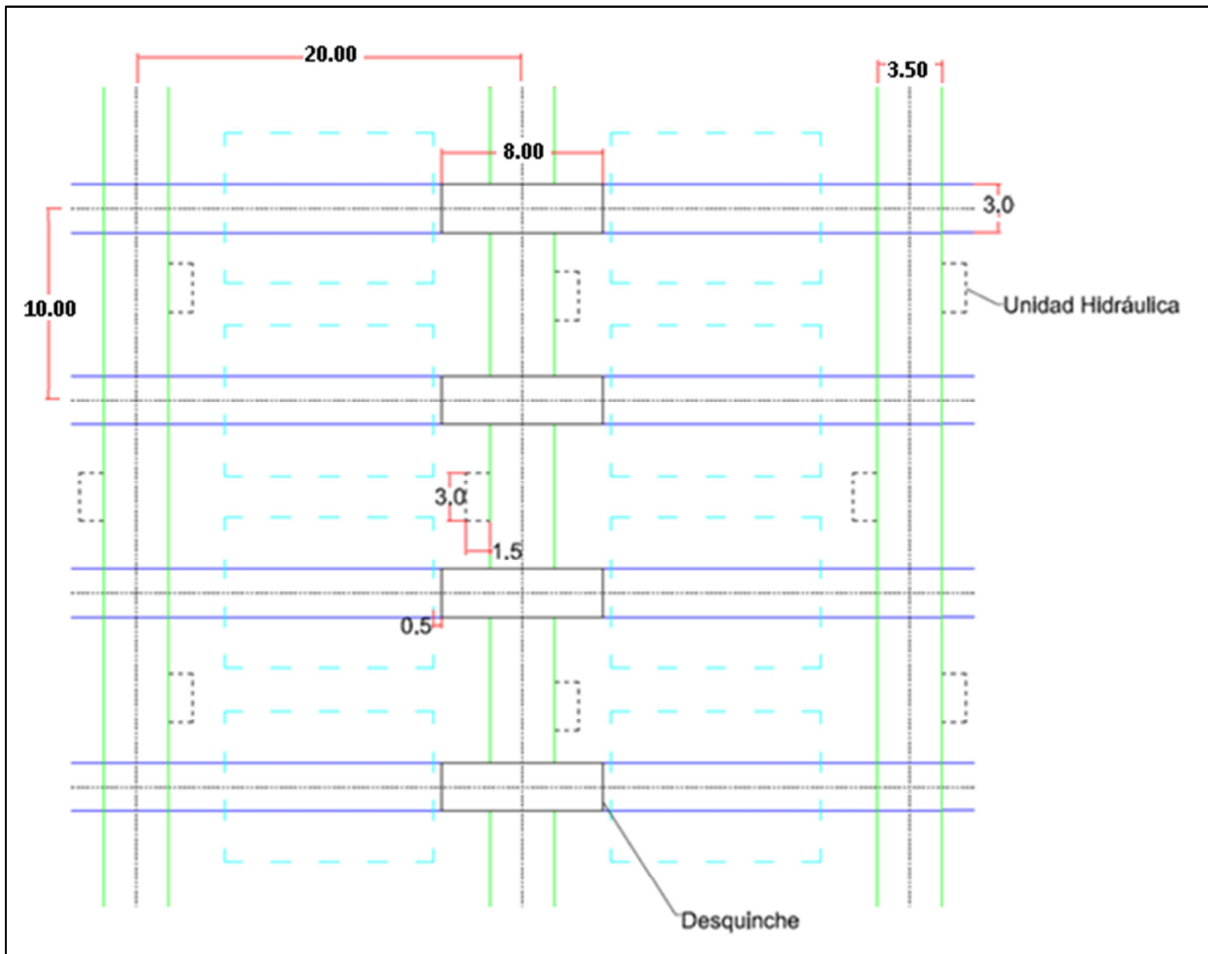


Ilustración 5.18: Malla de Extracción Alternativa III

Para la instalación del equipo alimentador se requiere un marco de acero y hormigón de dimensiones bastante grandes en comparación a las usadas anteriormente. La estructura se extiende del techo de la galería zanja al piso de la galería de producción, por lo que su altura es de 5.7 m y su largo es de 2.5 m. Además de ser el soporte del alimentador sirve para controlar la proyección del mineral.

Para conducir el mineral hacia el transportador de cadenas tipo panzer y evitar que el mineral sea derramado fuera de este se colocan planchas de acero con inclinación de 60° bajo cada alimentador, las cuales pueden ser retiradas en caso que se necesite espacio para realizar mantenencias.

La Ilustración 5.19 permite visualizar un perfil del punto de extracción.

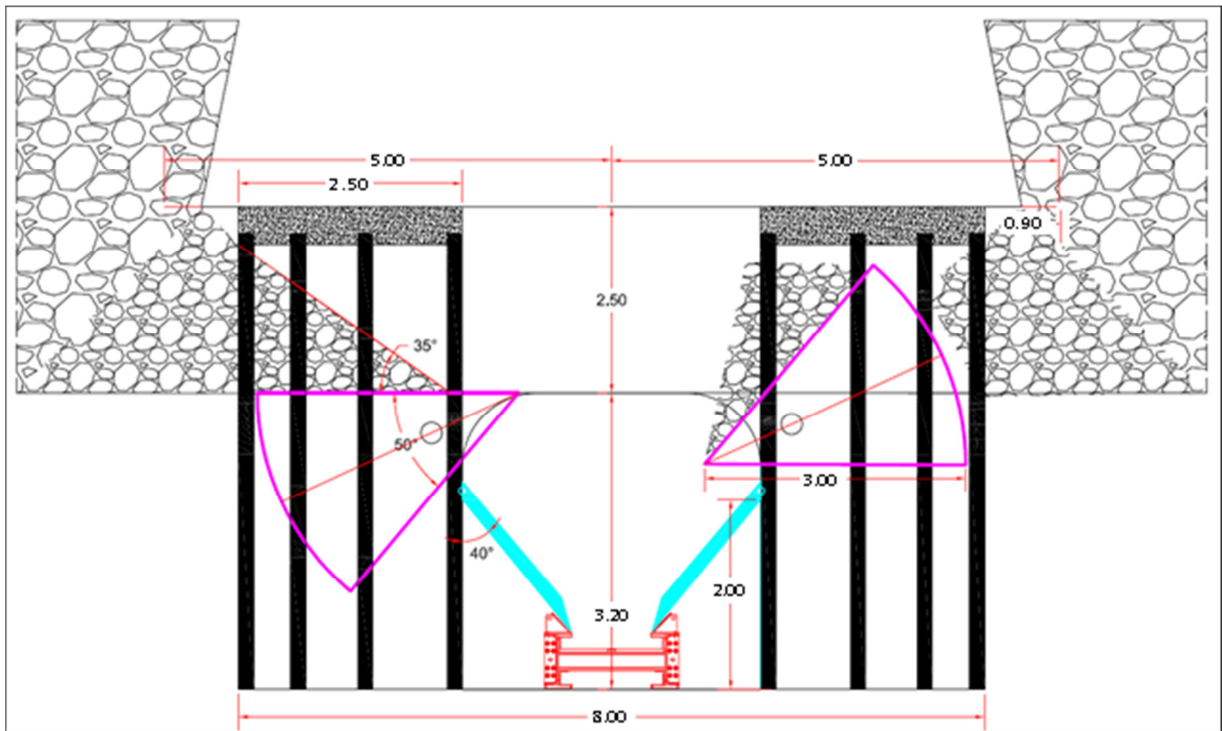


Ilustración 5.19: Perfil punto de extracción Alternativa III

Equipo Alimentador

El equipo alimentador tiene la particularidad de realizar dos funciones simultáneas. La primera es que permite controlar el flujo de mineral proveniente del punto de extracción y la segunda es que posibilita una alimentación controlada del equipo de transporte. Su forma es la de una sección de 50° de una circunferencia de radio 3.0 m, tiene un ancho de 2.2 m y está construida de acero e impulsada por cilindros hidráulicos. Gira en torno a una viga empotrada en el marco hormigonado, la cual sirve de pivote para alcanzar las posiciones de carga (abierto) y descarga (cerrado).

Las Ilustraciones 5.20, 5.21 y 5.22 permiten clarificar el concepto descrito y visualizar el equipo alimentador en 3D en conjunto de los otros elementos que constituyen el sistema desde distintas perspectivas.

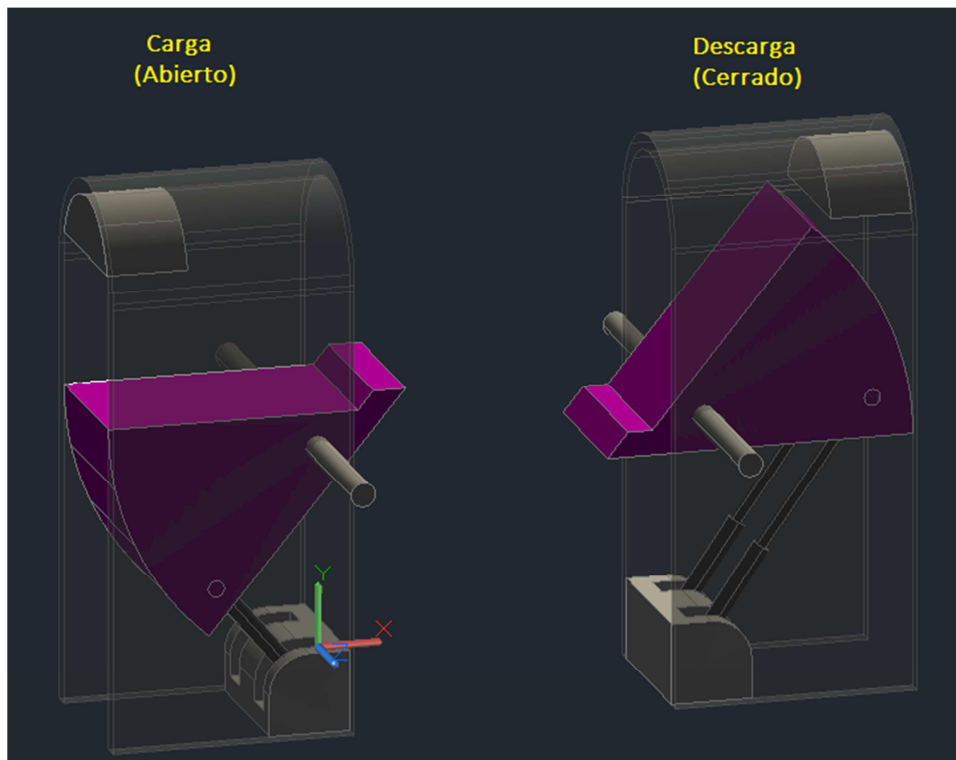


Ilustración 5.20: Equipo alimentador de alternativa III

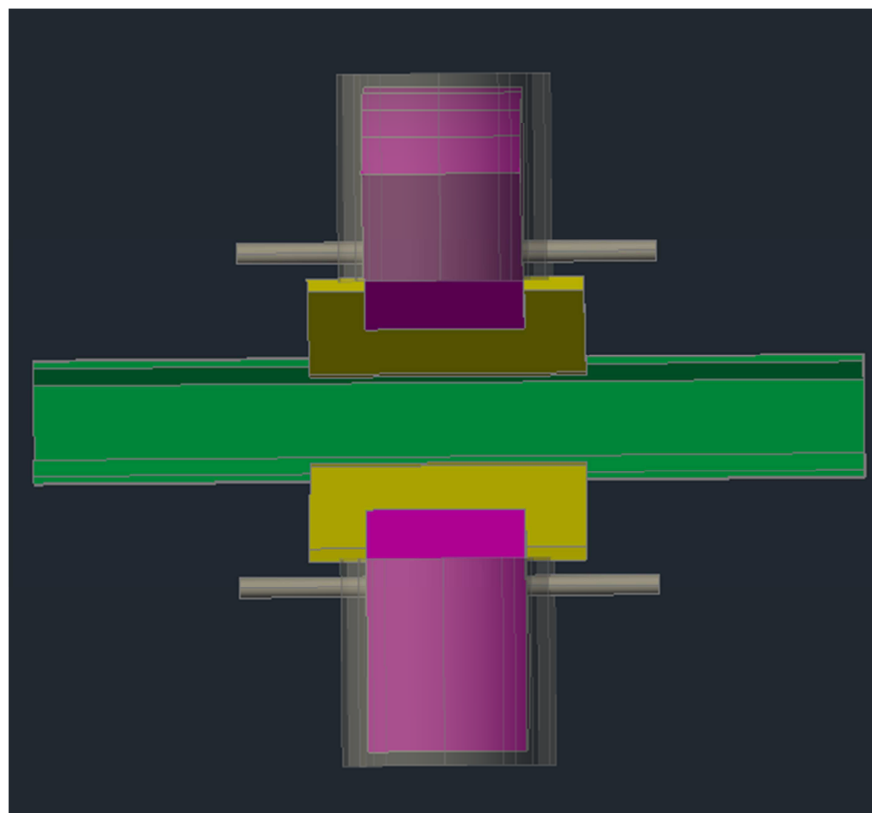


Ilustración 5.21: Vista Superior de Alimentador y Panzer (verde)

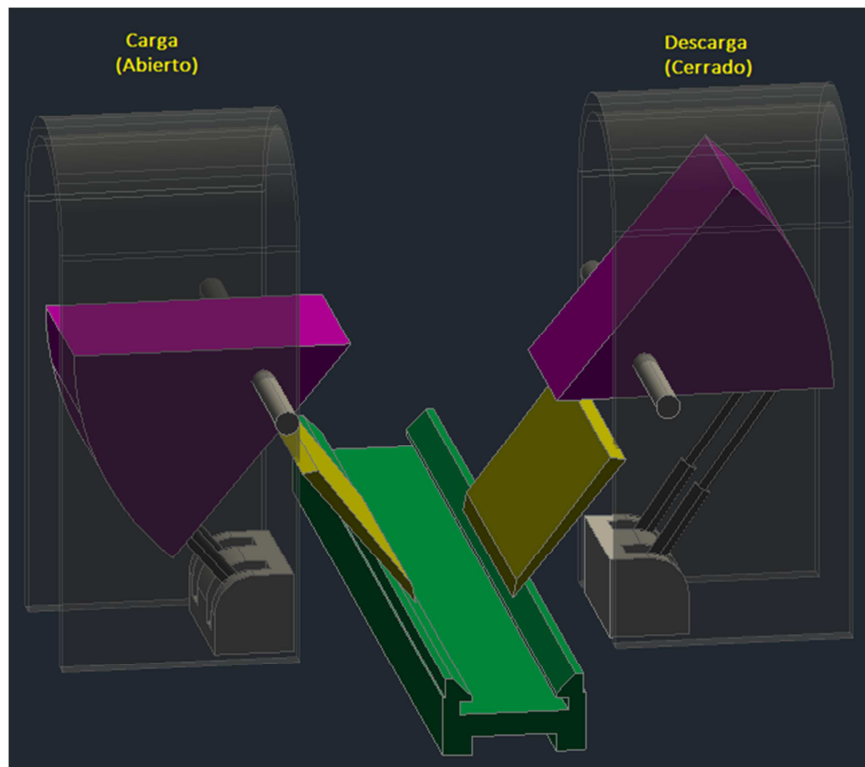


Ilustración 5.22: Vista Isométrica. Equipo Alimentador y otros componentes del sistema

El transportador panzer recorre toda la calle de producción para luego desembocar en un chancador sizer que reduce la granulometría del mineral a un tamaño inferior a 30 cm. Este equipo de chancado se instala en una caverna dispuesta al final de la galería de producción, la cual cuenta con las dimensiones necesarias para una buena accesibilidad y para la instalación complementaria de equipos de levante, supresores de polvo, etc.

5.3.3 Nivel de Transporte Intermedio

El mineral chancado es enviado a través de un pique de traspaso de 2 m de diámetro al transporte intermedio el cual consiste de una correa secundaria de 1 km de largo que alimentará al transporte principal.

Los piques desembocan a una caverna alimentadora que alberga a un alimentador de correas cuyo propósito es lógicamente traspasar el mineral desde el pique a la correa de transporte intermedio. La correa posee un ancho de 72" el cual permite satisfacer la producción total del módulo y está ubicada dentro de una galería de 5 m x 5 m.

Las Ilustraciones 5.23 y 5.24 permiten visualizar los elementos descritos.

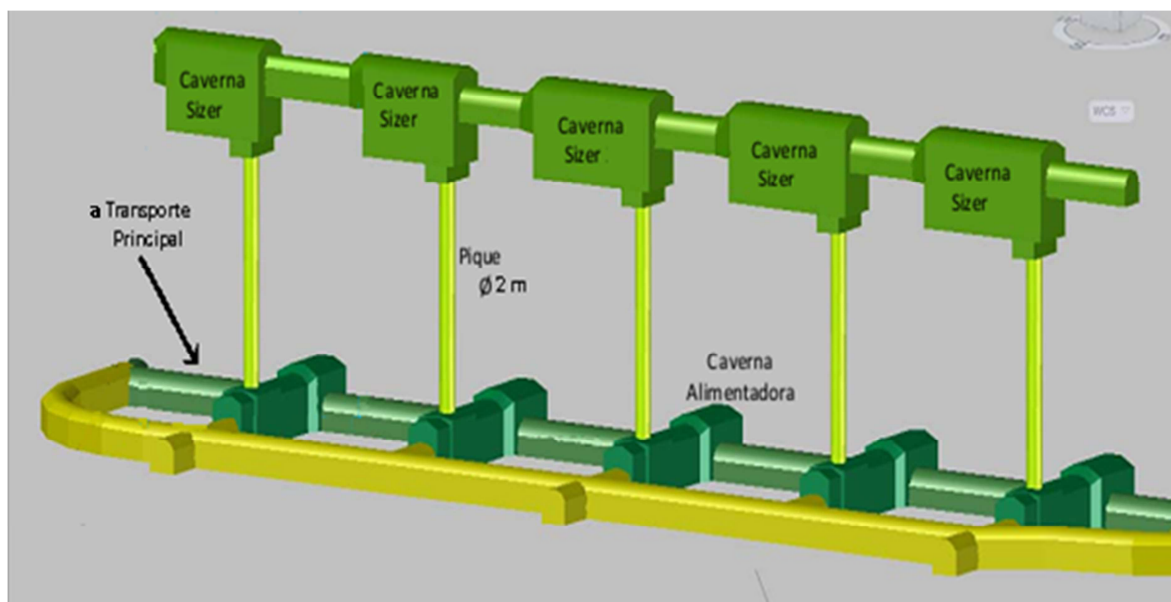


Ilustración 5.23: Vista Isométrica Cavernas Chancador Sizer y Conexión a Transporte Intermedio.

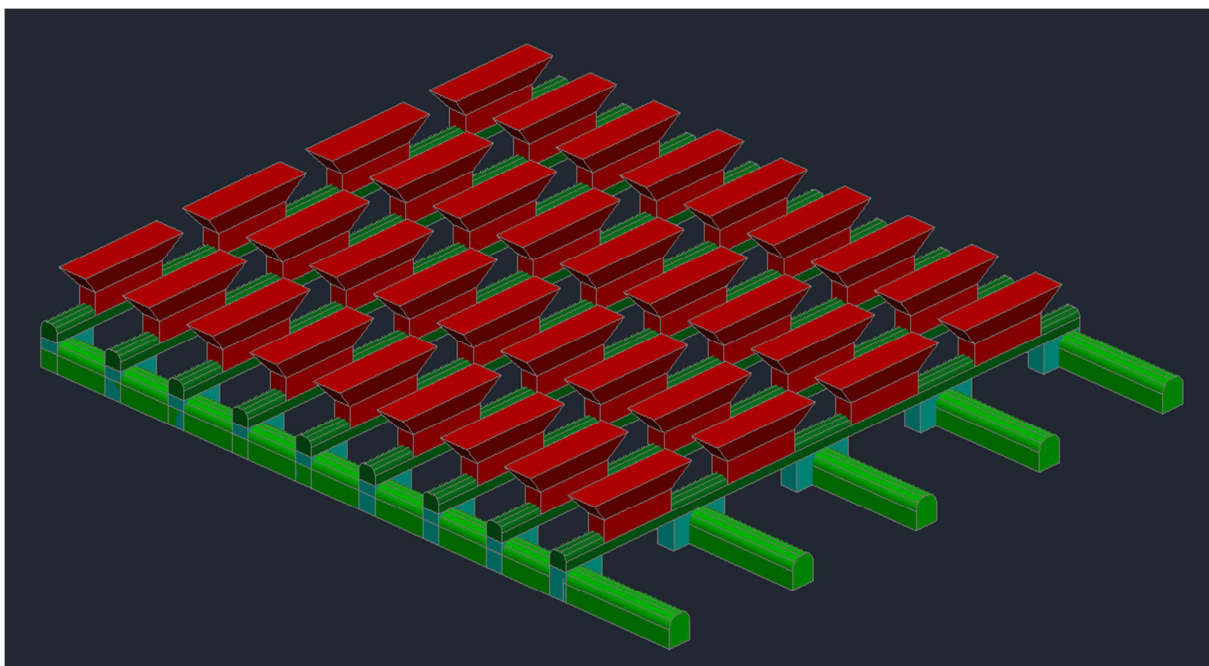


Ilustración 5.24: Vista 3D del módulo Alternativa III

6 DEFINICIÓN DE LA ESTRUCTURA DE QUIEBRE

Esta sección pretende introducir al lector de manera simple la definición de la Estructura de Quiebre o de Desglose (Work Breakdown Structure), y definir su aplicabilidad al trabajo realizado

La Estructura de Quiebre sirve de medio para dividir el trabajo en componentes más pequeños, para así asegurar que se consideren todas las actividades tanto principales como menores. Proporciona también un marco y organización al trabajo y usualmente comienza a desarrollarse en etapas de estudio de perfil.

La misma WBS puede aplicarse a las distintas etapas de desarrollo del proyecto, empleando un número precedente indicador de la etapa. Lógicamente a medida que el proyecto avanza a través de las etapas de estudio, debe aumentar el nivel de detalle.

Para este trabajo en particular se pretende realizar esta estructura con el fin de realizar una organización y división del método diseñado de acuerdo a los distintos niveles operacionales, y así facilitar la estimación de costos y la comparación entre alternativas.

6.1 Criterios para la conformación de la WBS

Los siguientes criterios debieran adoptarse al elaborar una Estructura de Quiebre (WBS):

- La Estructura de Quiebre del Trabajo y su descripción deben ser de fácil comprensión.
- La Estructura de Quiebre del Trabajo debería definirse en base a una escala de niveles progresivos, es decir que cada nivel constituya una división realista del nivel superior, considerando los siguientes factores:
 - Áreas geográficas
 - Sistemas
 - Elementos de activo principales
 - Metodología de contratación
- Todos los cronogramas de proyectos deberían estructurarse de acuerdo con la WBS.
- Como el alcance del trabajo puede cambiar durante las etapas de estudio, debería intentarse mantener la mayor flexibilidad posible para la Estructura de Quiebre.
- Puede usarse para separar costos directos e indirectos.

Es importante destacar que la Estructura de Quiebre continua existiendo luego del término de la ejecución, sirviendo como estructura de identificación de equipos, control de activos y contabilidad de costos.

6.2 Estructura de quiebre del trabajo realizado

Luego de definido el concepto y criterios de la WBS, se puede establecer de manera simple la utilizada para la realización del trabajo. Hay que especificar que en este caso particular la WBS se usa para dividir y organizar las áreas correspondientes al método minero que se diseña., es

decir, se desglosa cada uno de los niveles mineros u operacionales en sus distintos desarrollos y componentes con el fin de facilitar la evaluación económica y la comparación entre alternativas.

El desglose de los niveles involucrados en el diseño minero de este trabajo se presenta en la Tabla 6.1 y Tabla 6.2.

NIVEL DE PRODUCCIÓN
Galerías Nivel de Producción
Galerías de Extracción
Galerías de Bateas
Punto de extracción
Frontones Ventilación
Chimeneas Nivel de Producción
Chimeneas Piloto Bateas
Chimeneas de Ventilación
Perforaciones Nivel de Producción
Perforación para Bateas de Extracción
Desquinces
Desquinces Nivel Extracción

Tabla 6.1: Desglose Nivel de Producción

NIVEL DE TRANSPORTE INTERMEDIO
Galerías de Transporte Intermedio
Galerías de Transporte
Buzones de Carguío
Frontones Ventilación
Chimeneas Nv. Transporte Intermedio
Piques Traspaso Mineral
Chimeneas de Ventilación
Desquinches
Desquinche Buzones

Tabla 6.2: Desglose Nivel de Transporte Intermedio

7 EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE ALTERNATIVAS

En este capítulo se elige cuál de los diseños previamente descritos es el que mejor evaluación presenta, tanto económica como técnicamente hablando. Aquella alternativa que se escoja como la mejor será comparada con la explotación mediante Block Caving con Malla Teniente convencional, para así determinar cuánto es el margen monetario que se tiene en comparación con un método de explotación convencional de material grueso para ser destinado a una eventual técnica de generación de material fragmentado fino.

7.1 Evaluación Económica de las Alternativas

Lo primero que se presenta es la cubicación de cada alternativa, acompañada del resumen de los costos totales correspondientes a las labores de preparación. El detalle de los valores utilizados y del cálculo se encuentra en el capítulo de Anexos.

También se muestra la inversión correspondiente a los principales equipos utilizados en cada módulo y finalmente la estimación de los costos de manejo de minerales, que en conjunto con otros datos provenientes de literatura o proporcionados por JRI Ingeniería permiten obtener un valor estimado del costo mina para cada alternativa.

7.1.1 Alternativa I

Cubicación

La Tabla 7.1 muestra la cubicación de las labores de preparación del módulo para la alternativa I. Si bien los desarrollos correspondientes al sistema de ventilación no se incorporan en los diseños, si se incluye en esta etapa un valor referencial.

ALTERNATIVA 1				
Item	Cantidad	Dimensión	Unidad	Total
Nivel de Producción				
Slot Bateas	36	15	un	36
Calles de producción 2.5mx2.5m	4	90	m	360
Galerías zanja 3mx2.5 m	9	80	m	720
Cabecera 2.5mx2.5 m	1	80	m	80
Puntos Extracción	72		un	72
Nivel de Transporte Intermedio				
Piques de traspaso d=2.5 m	72	18	m	1296
Galerías NTI 5mx5 m	4	90	m	360
Cabecera NTI 5mx5 m	1	80	m	80
Desquinche Buzón	36	37.5	m ³	1350
Nivel Ventilación				
Galerías ventilación 2.5mx2.5m	2	80	m	160
Chimeneas Raise borer d=1.5m	4	20	m	80

Tabla 7.1: Labores de Preparación Módulo Alternativa I

Labores de Preparación

La tabla 7.2 proporciona los costos relacionados a las labores de preparación del módulo.

ALTERNATIVA I	
ITEM	Costo [US\$]
Nivel de Producción	
Desarrollos Horizontales	2,848,800
Desarrollos Verticales	2,268,000
OCC	3,590,000
Apertura Bateas	1,481,328
SUBTOTAL	10,188,128
Nivel de Acarreo	
Desarrollos Horizontales	2,223,000
Desarrollos Verticales	7,128,000
OCC	10,489,300
SUBTOTAL	19,840,300
Nivel de Ventilación	
Desarrollos Horizontales	441,600
Desarrollos Verticales	410,000
SUBTOTAL	851,600
TOTAL	30,880,028

Costo Preparación [US\$/Ton]	9.88
-------------------------------------	------

Tabla 7.2: Costos de Preparación del Módulo. Alternativa I

El plan de construcción de estas labores se presenta en la Ilustración 7.1.

TIEMPO PREPARACIÓN												
MESES	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Galerías	→											
Chimeneas Ventilación			→									
Perforación Bateas				→								
Piques Traspaso				→								
Tronadura-Bateas									→			

Ilustración 7.1: Plan Construcción Módulo Alternativa I

Equipos

Los principales equipos utilizados en este diseño y su respectiva inversión se muestran en la tabla 7.3. Su dimensionamiento se puede encontrar en Anexos.

EQUIPOS ALTERNATIVA I			
Equipo	Flota	Costo Unitario [US\$]	Inversión [US\$]
Equipo Cachorrero	2	30000	60,000
Camión Bajo Perfil 60 ton	6	650000	3,900,000
Buzón Alimentador	36	160000	5,760,000
TOTAL			9,720,000

Tabla 7.3: Inversión Equipos Principales. Alternativa I

Costos Operación

La operación del diseño de la Alternativa I involucra principalmente tres actividades que incurren en costos. La reducción secundaria de colpas de sobretamaño, la operación de buzones alimentadores en el Nivel de Transporte Intermedio y el transporte del mineral mediante camiones de bajo perfil. Para la estimación de un costo mina se incorpora costos adicionales provenientes de literatura, los cuales poseen condiciones similares a las de este estudio.

COSTO MINA	
ITEM	US\$/ton
Reducción Secundaria	0.01
Traspaso Buzones	0.14
Transporte	0.33
Ventilación*	0.20
Servicios*	0.70
Administración*	0.40
Reparaciones Mina*	0.30
TOTAL	2.09

Tabla 7.4: Costo Total por tonelada. Alternativa I

7.1.2 Alternativa II

Cubicación

La Tabla 7.5 muestra la cubicación de las labores de preparación del módulo para la alternativa II.

ALTERNATIVA II				
Item	Cantidad	Dimensión	Unidad	Total
Nivel de Producción				
Slot Bateas	36	15	m	540
Galerías de producción 2.5mx2.5m	4	90	m	360
Galerías zanja 3mx2.5 m	9	80	m	720
Cabecera 2.5mx2.5m	1	80	m	80
Puntos Extracción	72		un	72
Desquinche Tolva (restante)	36	28.63	m3	1030.50
Nivel de Transporte Intermedio				
Piques de traspaso d=2.5 m	36	29	m	1044
Galerías NTI 5mx5 m	2	90	m	180
Cabecera NTI 5mx5 m	1	80	m	80
Desquinche Buzón	18	37.5	m3	675
Nivel Ventilación				
Galerías ventilación 2.5mx2.5m	2	80	m	160
Chimeneas Raise borer d=1.5m	4	30	m	120

Tabla 7.5: Labores de Preparación Módulo Alternativa II

Labores de Preparación

Los costos relacionados a las labores de preparación del módulo de la Alternativa II se presentan en la tabla 7.6.

ALTERNATIVA II	
ITEM	Costo [US\$]
Nivel de Producción	
Desarrollos Horizontales	2,997,490
Desarrollos Verticales	2,160,000
OOCC	4,814,000
Apertura Bateas	1,481,328
SUBTOTAL	11,452,818
Nivel de Acarreo	
Desarrollos Horizontales	1,291,500
Desarrollos Verticales	5,220,000
OOCC	5,281,450
SUBTOTAL	11,792,950

Nivel de Ventilación	
Desarrollos Horizontales	441,600
Desarrollos Verticales	410,000
OOCC	100,000
SUBTOTAL	951,600
TOTAL	24,197,368

Costo Preparación [US\$/Ton]	7.74
-------------------------------------	------

Tabla 7.6: Costos de Preparación del Módulo. Alternativa II

El respectivo plan de construcción se muestra en la Ilustración 7.2.

TIEMPO PREPARACIÓN											
MESES	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Galerías	→										
Chimeneas Ventilación			→								
Perforación Bateas				→							
Piques Traspaso					→						
Tronadura-Bateas									→		

Ilustración 7.2: Plan Construcción Módulo Alternativa II

Equipos

La inversión realizada en los principales equipos de la Alternativa II se presenta en la siguiente tabla.

EQUIPOS ALTERNATIVA II			
Equipo	Flota	Costo Unitario [US\$]	Inversión [US\$]
Bobcat	2	30000	\$ 60,000
Camión 60 ton	6	650000	\$ 3,900,000
Cadenas Amortiguadoras	72	7000	\$ 504,000
Buzón Alimentador	36	160000	\$ 5,760,000
TOTAL			\$ 10,224,000

Tabla 7.7: Inversión Equipos Principales. Alternativa II

Costos Operación

Los costos de operación de esta alternativa se desglosan en la tabla 7.8. En relación a la alternativa I se incorpora la operación de control de flujo mediante cadenas amortiguadoras y lógicamente los buzones tienen una mayor utilización.

COSTO MINA	
ITEM	US\$/ton
Control de Flujo	0.10
Reducción Secundaria	0.01
Traspaso Buzones	0.11
Transporte	0.33
Ventilación*	0.20
Servicios*	0.70
Administración*	0.40
Reparaciones Mina*	0.30
TOTAL	2.15

Tabla 7.8: Costo Total por tonelada. Alternativa II

7.1.3 Alternativa III

Cubicación

Al igual que en los diseños anteriores se muestra la cubicación de las labores de preparación del módulo de la Alternativa II en la tabla 7.9.

ALTERNATIVA III				
Item	Cantidad	Dimensión	Unidad	Total
Nivel de Producción				
Slot Bateas	36	15	m	540
Galerías de producción 3.2mx3.2m	4	90	m	360
Galerías zanja 3mx2.5 m	9	80	m	720
Desquinche UH	36	10.35	m3	372.6
Desquinche Alimentador	36	46.08	m3	1658.88
Cabecera 4mx4 m	1	80	m	80
Caverna Sizer	4	720	m3	2880
Nivel de Transporte Intermedio				
Piques de traspaso d=2.5 m	4	30	m	120
Galería NTI 5mx5m	1	1000	m	1000
Caverna Traspaso	4	240	m3	960
Nivel Ventilación				
Galerías ventilación 2.5mx2.5m	2	80	m	160
Chimeneas Raise borer d=1.5m	4	30	m	120

Tabla 7.9: Labores de Preparación Módulo Alternativa III

Labores de Preparación

Los costos de las labores de preparación de la Alternativa III se pueden apreciar en la tabla 7.10. En ella se puede notar que en comparación a los diseños anteriores, los costos se ven reducidos principalmente por la disminución de los desarrollos del Nivel de Transporte Intermedio.

ALTERNATIVA III	
ITEM	Costo [US\$]
Nivel de Producción	
Desarrollos Horizontales	3,389,666
Desarrollos Verticales	2,160,000
OCC	4,294,000
Apertura Bateas	1,481,328
SUBTOTAL	11,324,994
Nivel de Acarreo	
Desarrollos Horizontales	4,672,800
Desarrollos Verticales	600,000
OCC	1,052,000
SUBTOTAL	6,324,800
Nivel de Ventilación	
Desarrollos Horizontales	441,600
Desarrollos Verticales	410,000
OCC	100,000
SUBTOTAL	951,600
TOTAL	18,601,394

Costo Preparación [US\$/ton]	\$	5.95
-------------------------------------	----	------

Tabla 7.10: Costos de Preparación del Módulo. Alternativa III

Las obras presentan el siguiente plan de construcción, el que lógicamente abarca un periodo de tiempo menor al de las alternativas anteriores.

TIEMPO PREPARACIÓN										
MESES	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Galerías	→									
Chimeneas Ventilación			→							
Perforación Bateas			→							
Piques Traspaso				→						
Tronadura-Bateas						→				

Ilustración 7.3: Plan Construcción Módulo Alternativa II

Equipos

Esta alternativa posee una mayor cantidad de equipos, lo que claramente responde a un diseño que apunta a una automatización de la operación. La inversión mostrada en la tabla 7.11 así lo evidencia.

EQUIPOS ALTERNATIVA III			
Equipo	Flota	Valor Unitario [US\$]	Inversión [US\$]
Equipo Alimentador	72	100000	7,200,000
Panzer	4	1500000	6,000,000
Sizer	4	1800000	7,200,000
Alimentador de Correa	4	100000	400,000
Correa Transportadora	1	5000000	5,000,000
TOTAL			25,800,000

Tabla 7.11: Inversión Equipos Principales. Alternativa III

Costos Operación

El manejo de minerales de esta alternativa involucra un mayor número de actividades que incurren en costos. Entre estas se incluye la alimentación al equipo panzer, el transporte en este mismo equipo, la reducción de tamaño mediante chancador sizer, la alimentación a la correa de transporte intermedio, y finalmente el transporte mediante correa hasta el Transporte Principal.

COSTO MINA	
ITEM	US\$/ton
Alimentación	0.45
Transporte Panzer	0.07
Reducción Sizer	0.30
Alimentación Correa	0.01
Transporte Correa	0.20
Ventilación*	0.20
Servicios*	0.70
Administración*	0.40
Reparaciones Mina*	0.30
TOTAL	2.63

Tabla 7.12: Costo Total por tonelada. Alternativa III

7.2 Comparación Técnico-Económica de Alternativas

Ya presentada la evaluación económica de cada una de las alternativas se procede a realizar la comparación de estos resultados para determinar en base a esto y también a un análisis técnico, cuál es el mejor diseño.

7.2.1 Comparación Resultados Económicos

Lo primero que se realiza es una comparación netamente económica de los diseños en base a los resultados obtenidos anteriormente. La tabla 7.13 muestra un resumen de estos.

ITEM	UNIDAD	ALTERNATIVA I	ALTERNATIVA II	ALTERNATIVA III
Preparaciones	US\$	30,880,028	24,197,368	18,601,394
Equipos	US\$	9,720,000	10,224,000	25,800,000
Costo Preparación	US\$/ton	9.88	7.74	5.95
Costo Operación	US\$/ton	2.09	2.15	2.63
Costo Total Mina	US\$/ton	11.97	9.89	8.58

Tabla 7.13: Comparación Económica de Alternativas

Debido a la similitud de los dos primeros diseños, se decide realizar el descarte de uno de ellos en esta instancia para luego comparar el restante con el tercer diseño. Como es esperable, la Alternativa I y Alternativa II poseen resultados bastante parecidos, siendo la segunda la que mejor evaluación económica presenta fundamentalmente debido al menor gasto en labores de preparación, con una diferencia superior a los 7 [MUS\$]. La inversión en equipos y costo de operación total de ambos diseños se asemejan bastante, por lo que es el primer ítem el que marca una diferencia significativa.

La disminución de los piques de traspaso y de las galerías de transporte intermedio también influye en el tiempo de preparación de las labores. Como se puede apreciar en las Ilustraciones 7.2 y 7.3 el segundo diseño además posee un plazo de preparación de obras levemente menor al de su contraparte, por lo que este aspecto también le da una ventaja.

Es por lo anterior que se elige a la Alternativa II como el diseño gravitacional de manejo de minerales que será comparado con la Alternativa III en lo que resta de este capítulo. Se continúa entonces la evaluación basada en los resultados económicos para luego dar paso a los aspectos técnicos.

En la misma tabla 7.13 se observa que la Alternativa III realiza un menor gasto en lo que respecta a obras de preparación, sin embargo su costo operacional e inversión en equipos es mayor que el del segundo diseño. Esto fundamentalmente porque se presenta como una alternativa más moderna con potencial de ser automatizada totalmente.

A pesar de lo anterior, cuando se considera el costo total que involucra la preparación y operación es la Alternativa III la que tiene el valor más bajo, ya que el costo de preparaciones es bastante menor al disminuir notoriamente los piques de traspaso y las labores del Transporte Intermedio.

En lo que respecta a los equipos es preciso hacer notar que si bien la tercera propuesta invierte más del doble de dinero en este concepto en comparación a la alternativa basada en piques, estos elementos pueden ser reinstalados en otro módulo una vez que se termine la explotación de uno precedente, lo que es muy bueno considerando el plazo de explotación por módulo que se

especificó en el capítulo 5. Esto naturalmente no ocurre en el caso de los piques de traspaso que son la base de la Alternativa II y que representan para esta una inversión igual de intensiva.

Para plasmar esta ventaja y ratificarla de una manera numérica es que se calcula el Valor Actual de Costos (VAC) para cada alternativa en un horizonte de explotación de 10 años. Para el cálculo se consideraron los plazos de vida útil mostrados en la tabla 7.14.

Equipo	Vida Útil [años]
Alimentador	10 (5 reinstalación)
Panzer	20
Sizer	15
Alimentador Correa	15
Correa Transportadora	10
Tecles y cadenas	5
Camión	10
BobCat	10

Tabla 7.14: Vida útil equipos principales

Para los alimentadores se considera que la vida útil se reduce a la mitad debido a las labores de reinstalación de un módulo a otro, la cual es mucho más complicada que la del resto de los quipos. Además se contempla una inversión inicial que incluye preparación y equipos de dos módulos.

Los cálculos ratifican que una inversión intensiva en equipos reinstalables permite obtener mejores resultados económicos que una inversión intensiva en desarrollos definitivos, cuando se explota bloques con una duración corta de 7 meses.

VAC Horizonte 10 años	
Alternativa	VAC [MU\$S]
Diseño II	313
Diseño III	281

Tabla 7.15: VAC de Alternativa I y II para un horizonte de explotación de 10 años

7.2.2 Evaluación Técnica

Ya realizada la comparación económica y habiendo identificado los ítem más intensivos en costos para cada alternativa se procede a efectuar una evaluación cualitativa de cada una de las que continúan en análisis. Para esto se realiza una descripción de las principales ventajas y desventajas que se vislumbran en cada alternativa.

Primeramente se muestra la evaluación cualitativa de la Alternativa II. La tabla 7.15 y la tabla 7.16 contienen los puntos a favor y en contra de este diseño respectivamente.

Alternativa II	
Ventajas	
<ul style="list-style-type: none"> • Diseño minero basado en experiencia productiva de Block Caving. Con un sistema de manejo de minerales que se basa en piques y ha sido probado previamente en explotaciones de mineral fino. • Posee un manejo de minerales económico, puesto que utiliza la fuerza de gravedad como principal fuente de energía para el traspaso. • Utiliza equipos disponibles en el mercado y con una utilidad ya probada en condiciones de explotación minera. • Acarreo mediante camiones permite tener una mayor independencia de fallas mecánicas. Si un equipo falla puede ser reemplazado por otro de la flota sin necesidad de parar la calle. • Equipo de reducción secundaria permite facilidad de acción en caso de aparición de una colpa de dimensiones extraordinariamente mayores. • Procedimiento de descolgadura mediante tronadura controlada se facilita por disposición del punto de extracción con respecto a la calle de producción. • Tolda de conexión de puntos de extracción permite una mayor capacidad de almacenamiento de mineral. • Buzones alimentadores y acarreo mediante camiones permiten un buen control de flujo, en búsqueda de un tiraje parejo. 	

Tabla 7.16: Ventajas Alternativa II

Alternativa II	
Desventajas	
<ul style="list-style-type: none"> • Diseño minero más intensivo en obras de preparación y desarrollos verticales, lo que implica un mayor tiempo de preparación y mayor gasto en instalaciones no reutilizables. • Parrilla podría enlentecer el flujo de mineral y se requeriría un acomodo de colpas además de solamente reducción secundaria, lo que provocaría una mayor frecuencia de eventos. • Procedimiento de reducción secundaria supone una pérdida de continuidad en la operación. • Es un diseño con mayor dificultad de automatizar. Requiere de personal encargado de reducción secundaria a menos que se use martillo picador en cada punto lo que aumenta la inversión en equipos. • Desde el punto de vista de la seguridad, la exposición de operadores al contacto directo con la extracción y las condiciones que ello implica lo hacen un diseño menos ventajoso. 	

Tabla 7.17: Desventajas Alternativa II

Como es de esperar a continuación de la descripción de la Alternativa II se procede a hacer lo propio con la tercera alternativa. Las Tablas 7.17 y 7.18 muestran sus ventajas y desventajas.

Alternativa III	
Ventajas	
<ul style="list-style-type: none"> • Posee menos obras de preparación y menos desarrollos verticales que su contraparte. Además del menor gasto esto favorece los plazos de comienzo de la operación, ya que la preparación se termina antes. • Plantea un sistema de manejo de minerales basado en la utilización de equipos potencialmente automatizables lo que permite una operación independiente de personal en contacto directo con la producción. Esto es favorable desde el punto de vista de la seguridad minera y además porque permite tener una productividad más pareja sin interrupciones de cambio de turno, colación, y otros factores propios de la utilización de quipos manejados por personas. • Su gasto es intensivo en equipos más que en obras de preparación, lo que es una ventaja bajo el supuesto que se explotará por bloques cuya vida explotable es bastante corta (alrededor de 10 meses). Esto porque la maquinaria es reinstalable en otros módulos una vez que cese la producción de un módulo previo. • No necesita operación de reducción secundaria, lo que aporta mayor continuidad a la operación. El equipo transportador panzer esta dimensionado para incluso recibir colpas del doble de tamaño máximo estipulado en este estudio. Y el chancador sizer por su parte puede ser alimentado por colpas de hasta 1.2 m. • El material entregado al transporte principal tiene un tamaño máximo de 30 cm, lo que permite que sea extraído directamente a superficie por el transporte principal. Mineral más fino que el entregado por la Alternativa II. • El control de alimentación en cada punto de extracción es más efectivo que el del Diseño II. 	

Tabla 7.18: Ventajas Alternativa III

Alternativa III	
Desventajas	
<ul style="list-style-type: none"> • Su manejo de materiales utiliza equipos que no han sido probados en aplicaciones previas para explotación de material de las características de este estudio. Particularmente el equipo alimentador es un diseño propuesto en este estudio, que no se encuentra disponible en el mercado actual. • El costo del manejo de materiales es mayor, ya que incurre en un mayor gasto energético. Equipos alimentadores, transportador panzer y reductor de tamaño sizer tienen un consumo eléctrico alto. • La producción es mucho más dependiente del estado mecánico de los equipos. Una falla en un transportador panzer implica la detención de la calle completa mientras que en caso de fallar la correa secundaria se paraliza la producción de un módulo por entero. • El procedimiento de descolgadura de un punto de extracción es más complejo por la disposición del punto de extracción respecto a la calle de producción y la presencia del equipo alimentador. 	

- El uso intensivo de equipos de alta tecnología para la operación implica un mayor gasto de mantenimiento y reparación y también un mayor tiempo destinado a esta actividad.
- La existencia de cavernas donde se instalan los equipos chancadores, puede provocar problemas de estabilidad implicando una fortificación excesiva de estas.

Tabla 7.19: Desventajas Alternativa III

7.2.3 Elección de Diseño Minero para manejo de minerales con granulometría fina

Ya presentados los antecedentes de cada una de las alternativas sólo falta elegir cuál de ellas será la seleccionada como el Diseño Minero que mejor aprovecha las condiciones de mineral fino y permite alcanzar una mayor productividad de la forma más segura posible.

Si bien no es clara la elección del diseño óptimo debido a que cada uno aventaja a su contraparte en distintos aspectos ya sea económicos u operacionales, es importante tener claro el contexto y las condiciones en las cuales será aplicado para elegir el que se ajuste de mejor manera. Y bajo esta aclaración es que se estipula dos puntos o criterios sobre los cuales se fundamenta la elección.

- Seguridad Minera: Un diseño Minero debe siempre asegurar al máximo la seguridad de las operaciones y disminuir la exposición al riesgo de las personas. El trabajo en las condiciones de explotación subterránea expone al personal a peligros inmediatos y también de largo plazo como son las enfermedades asociadas a este tipo de trabajos. Considerando que se está en el siglo XXI se cree que se debe hacer uso de la tecnología con el fin de disminuir lo más posible la exposición de las personas a este tipo de riesgos.
- Explotación Modular: Es quizás el concepto más determinante de la elección y tiene que ver con el hecho de que la explotación mediante estos diseños se considera de manera modular. Como se especificó en el capítulo 5, al considerar una altura de columna de 180 metros y una tasa de extracción de $2 \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^2 \cdot \text{día}} \right]$ el tiempo de explotación por bloque es de 7 meses aproximadamente, por lo que se requiere un diseño que permita reutilizar la mayor cantidad de recursos posibles en la explotación de un módulo posterior.

Por lo anterior es que se selecciona al diseño de la Alternativa III como el mejor de este estudio para la explotación de mineral con condiciones granulométricas finas. La principal ventaja que tiene es la posibilidad de reutilizar la mayoría de sus equipos es otro bloque una vez finalizada la explotación del bloque actual. Y además tiene el potencial de ser automatizado totalmente lo que permite disminuir la exposición al riesgo de las personas y puede aumentar la productividad del sistema. Por ejemplo, si se logra una automatización total sin intervención directa de personas en el módulo se gana tiempos de descensos productivos como en el cambio de turno o incluso mirando desde otra perspectiva se puede ahorrar costos de ventilación al disminuir la cantidad de aire cuando se opere sólo con máquinas y aumentarla cuando se necesite entrar con personal mantenedor solamente.

7.3 Comparación económica con explotación mediante Método de Block Caving

Finalmente se realiza una comparación entre el diseño seleccionado y una aplicación convencional de Block Caving. En este caso se compara con el Proyecto Dacita de la División EL Teniente, el cual posee una malla Tipo Teniente de 15 m x 20 m. Se ubica al norte de la Pipa Braden y se caracteriza por contener casi exclusivamente roca primaria de la litología Pórfido Dacítico, roca de alta competencia con baja hundibilidad y fragmentación gruesa. Su altura de columna media extraíble es de 180 m.

Su explotación se contempla entre los años 2014 y 2022 con un ritmo máximo de producción de 17.000 tpd. El método de explotación usado corresponde a Panel Caving con variante hundimiento convencional combinada con las tecnologías de Preacondicionamiento tipo Fracturamiento Hidráulico (FH) y Debilitamiento Dinámico con Explosivos (DDE).

Es necesario mencionar que esta comparación se basa en argumentos puramente económicos, donde se realiza el cálculo de un VAN para la aplicación del diseño de la Alternativa III sobre un área equivalente a la explotada en el proyecto Dacita, con el fin de determinar el margen económico disponible para la inversión en una técnica de fragmentación artificial.

7.3.1 Consideraciones previas a la comparación

Van As y Van Hout (2008) consideran a la fragmentación como el parámetro más importante que involucra el rendimiento y el éxito de una operación de hundimiento. Además mencionan que la fragmentación de roca dentro de la columna determina el tamaño de las zonas de flujo y afecta el comportamiento del flujo de material dentro de la columna, el que a su vez controla la tasa de propagación, la entrada de dilución y la recuperación de recursos.

Por lo tanto, al comparar dos escenarios de explotación con fragmentaciones distintas existen otros factores determinados justamente por esta que influyen en la evaluación económica y no son considerados en la comparación realizada. Entre estos factores se puede identificar principalmente la dilución y la recuperación de recursos.

Otro factor que no puede ser comparado tan directamente es el tiempo o tasa de propagación del hundimiento, puesto que se realiza el supuesto de que la técnica de fragmentación artificial transforma completamente el macizo, fragmentándolo y originando la granulometría final a extraer. Esto implica que se inicia la producción de inmediato en una etapa de régimen, con la salvedad de que el tiempo de preparación del nivel de hundimiento se ve incrementado. Por lo tanto en la evaluación económica se ve plasmada la etapa de propagación en el caso Block Caving convencional y también el tiempo adicional de preparación del nivel de hundimiento en el caso de la implementación del diseño de la Alternativa III.

7.3.2 Programa de preparación de obras mineras y explotación

Antes de realizar la comparación económica final es necesario conocer el cronograma de preparación y explotación de un módulo o bloque, incluyendo los plazos del Nivel de Hundimiento con la implementación de la metodología o técnica de fragmentación.

A partir de estudios realizados en JRI Ingeniería en los cuales se realizó el diseño de una técnica basada en la aplicación intensiva y masiva de perforación y tronadura en varios niveles emplazados sobre el nivel de producción, se estima que la preparación de todos los niveles superiores y la fragmentación del macizo toman en conjunto un tiempo de 16 meses.

Incorporando el tiempo estimado de explotación de cada módulo, el cual es de poco más de 7 meses se tiene el siguiente cronograma.

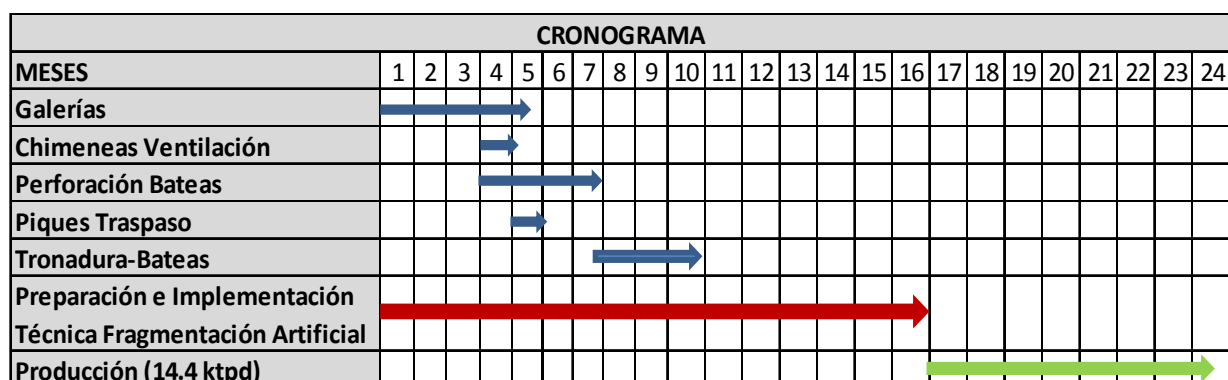


Ilustración 7.4: Cronograma de Preparación y Explotación Alternativa III

7.3.3 Comparación Económica

Lo primero que se presenta es una comparación general del proyecto Dacita con la implementación del diseño de la Alternativa III en un área equivalente. Se estima que se necesita 14.5 módulos para explotar la misma área del proyecto Dacita.

ITEM	UN	DACITA	ALTERNATIVA III
Área Proyecto	m2	104,000	104,400
Reservas	Mt	45	45
Periodo Operación	años	12	10
Velocidad en Régimen	t/m2-día	1	2
Ritmo Prod. En Régimen	tpd	17000	14400
Malla Extracción	m2	15 x 20 = 300 m2	10 x 20 = 200 m2
Acondicionamiento. / Fragmentación		FH + DDE	Fragmentación Artificial
Preparación Inicial	años	3	1.3
Ramp up	años	6	0
Régimen	años	3	8.7
Total años	años	12	10

Tabla 7.20: Comparación General Proyecto Dacita vs Diseño III

La tabla 7.21 muestra los resultados económicos del proyecto Dacita obtenidos en un estudio previo realizado por JRI Ingeniería.

PROYECTO DACITA (JRI INGENIERÍA)		
ITEM	UN	VALOR
CAPEX TOTAL	kUS\$	299,000
Costo Preparación	US\$/m2	2,12
Costo Operación Total Mina	US\$/t	9.67
Costo Preparación	US\$/t	3.75
Costo Operación	US\$/t	5.92
VAN	MUS\$	860

Tabla 7.21: Resultados Económicos Proyecto Dacita

Es por esto que se efectuó el cálculo del programa de explotación de los 14.5 módulos y el cálculo económico para obtener el respectivo VAN. EL detalle de este programa se puede ver en el capítulo de Anexos. Los parámetros económicos básicos usados se muestran en la tabla 7.22.

ITEM	UN	VALOR
Precio Cu	US\$/lb	3,2
Ley Media	%	0,8
Recuperación	%	85
Tasa de Descuento	%	8,0

Tabla 7.22: Parámetros evaluación económica

En la comparación se incluye los costos de preparación del Diseño III correspondientes a las labores de preparación del nivel de hundimiento y niveles de fragmentación. Con esto se realiza un análisis dónde se calcula cuánto es el margen económico que se tiene para invertir en este nivel y en la implementación de la técnica de fragmentación del mineral. El costo destinado a la preparación del Nivel de Hundimiento y Fragmentación tiene influencia sobre el costo de preparación y lógicamente sobre el CAPEX Total.

La tabla 7.23 muestra el VAN obtenido para las distintas inversiones destinadas al Nivel de Hundimiento y Fragmentación por bloque, incluyendo la técnica de reducción de tamaño de mineral.

Inversión en NH y NF [MUS\$]	VAN [MUS\$]
0	1087
5	1036
10	986
15	935
20	885
25	834

Tabla 7.23: VAN obtenido según inversión del NH

Como se puede observar para un valor de Inversión entre 20 y 25 [MUS\$] se obtendría un VAN igual al del Proyecto Dacita. Al realizar el cálculo exacto se obtiene un valor cercano a los 22.5 [MUS\$]. Esto quiere decir que para el desarrollo del Nivel de Hundimiento y la implementación de una eventual técnica de fragmentación del macizo que origine una granulometría similar al input de este estudio se tiene un margen de 22.5 millones de dólares por bloque aproximadamente, lo que corresponde al 36% del CAPEX Total.

8 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- De la revisión bibliográfica realizada para este estudio se concluye que no existe en Chile una referencia reciente de explotación mediante método de hundimiento en condiciones de mineral con granulometría fina. La última aplicación conocida es la explotación del Panel III de División Andina, Codelco. Es por esto que la primera etapa de esta memoria de título se focaliza en generar alternativas de diseño con el fin de seleccionar la mejor para ser utilizada en la comparación final.
- El descarte de equipos LHD, símbolo de la explotación de Panel Caving del siglo anterior, se fundamenta en la baja productividad que se logra al utilizarlo, pero tiene que ver también con dar paso a un proceso más continuo que esté basado en equipos más modernos y que permita la utilización de tecnología del siglo XXI para alcanzar una mayor tasa de producción aprovechando la granulometría fina del mineral.
- Los diseños de las Alternativas I y II se plantean como opciones que estén fundamentadas en una operación simple, con una filosofía de operación probada y que busque como principal objetivo la disminución de los costos, dejando de lado aspectos de innovación y una visualización de minería futura sin personal expuesto directamente a la explotación.
- El Diseño III por su parte no sólo propone el uso de tecnología para aumentar la productividad y la seguridad, sino que también plantea la opción de crear equipos a la medida para realizar la explotación de un macizo con condiciones particulares. Esto claramente es complejo en un mundo minero muy reacio a aceptar la creación o prueba de nuevas alternativas y tecnologías.
- La evaluación económica se realiza a un nivel de ingeniería conceptual por lo que al agudizar y avanzar en los estudios las cifras se podrían estrechar y/o provocar una reconsideración de alguna alternativa descartada. De todos modos se cree las elecciones o descartes se mantienen sólidos al involucrar aspectos más allá de lo meramente económico.
- Al agregar más detalles y equipamiento necesario para la automatización del Diseño III se podrían ver aumentados sus costos en lo que respecta a inversión inicial. Sin embargo el principal respaldo que tiene para su elección es la capacidad que brinda de poder reinstalar sus equipos en módulos posteriores, lo que permite una ventaja económica importante al largo plazo.
- Cuando se realiza la comparación de la Alternativa III con el Proyecto Dacita se obtiene un margen económico de 22.5 [MUS\$] para ser destinado a la preparación del Nivel de Hundimiento y la aplicación de una eventual técnica de fragmentación del macizo, lo que corresponde al 36% del CAPEX total de un bloque. De estudios internos realizados por JRI Ingeniería se estima que este margen es suficiente para lograr implementar su diseño de Nivel de Hundimiento y Niveles de Fragmentación, por lo que a la luz de los resultados obtenidos se recomienda continuar con el proceso de ingeniería para afinar los resultados y proponer un diseño completo que involucre tanto los niveles de Producción y Transporte Intermedio tomando como base los diseños propuestos en este trabajo, como

también los correspondientes al Nivel de Hundimiento y Nivel de Fragmentación, para así dar origen a un Método de Alta Productividad de Macizos Competentes.

- Finalmente se destaca la oportunidad que surge a partir de los resultados obtenidos. Estos indican que es posible facilitar el manejo de minerales, hacerlo más fluido y alcanzar una mayor tasa de producción si se invierte en fragmentación del macizo a extraer. Si bien la ganancia económica puede no ser tan abultada debido a que dependerá del gasto realizado en fragmentación, si se gana en cuanto a una mayor facilidad de operación al tener que manipular un material más fino, en seguridad al dejar de exponer al personal a procedimientos de reducción secundaria y descolgadura, y en tiempo de retorno de la inversión, ya que se evita la etapa de propagación del hundimiento, alcanzando la tasa máxima de producción en un plazo mucho más corto.

Oportunidades de mejora

Se puede identificar los siguientes aspectos para mejorar:

- Realizar una estimación de costos para el método global, incorporando de manera más detallada en el programa de construcción y explotación todos los aspectos relacionados a la interacción entre plazos y actividades de cada nivel y además los relacionados la puesta en marcha de bloques continuos.
- Incorporar en la evaluación económica parámetros incidentes en los resultados económicos, como son la dilución y recuperación minera. Realizar un estudio y estimación de cómo estos aspectos se ven afectados por la fragmentación del bloque y reducción granulométrica de la columna extraíble.
- Para el Diseño III que fue el seleccionado como alternativa final para la comparación con el método convencional de Hundimiento se propone la eliminación de las Cavernas Sizer las cuales pueden resultar inestables debido a sus dimensiones o requerir una fortificación excesiva. En su lugar colocar una galería por la cual se pueda desplazar una plataforma que traslade el chancador a la calle operativa que corresponda. Con ello se evita la construcción de excavaciones grandes y se utiliza menos equipos, pero se debe implementar mecanismos de cierre o tapa de los piques a modo de seguridad.

9 BIBLIOGRAFÍA

1. Aguayo, A., Campos, C., Mansilla, M., Sougarret, J., Susaeta, A. 2004. LHD versus mechanized grizzly in III panel of Andina. MassMin 2004. Santiago, Chile.
2. Alvarez, R. 2009. Metodología de Diseño de puntos de extracción para método de Panel Caving en sectores emplazados en roca primaria, Mina el Teniente. Trabajo de título, Universidad de Santiago de Chile, Chile.
3. Arce, J. 2002. Dimensionamiento de distancias entre puntos de extracción y niveles de producción - socavación para método Panel Caving en roca primaria Mina el Teniente. Trabajo de título, Universidad de Santiago de Chile, Chile.
4. Castro, R. 2006. Study of the Mechanisms of Gravity Flow for Block Caving. Tesis doctoral, The University of Queensland, Australia
5. Castro, R., Trueman, R. y Halim, A. 2007. A study of isolated draw zones in block caving mines by means of a large 3D physical model. Int. J. Rock Mech. Mining Sci.
6. Castro R., Trueman R., Halim A. 2008. Study of multiple draw-zone interaction in block caving mines by means of a large 3D physical model. Int. J. Rock Mech. Mining Sci.
7. Castro, R., Vargas, R., De la Huerta, F. 2012. Determination of drawpoint spacing in panel caving: a case study at the El Teniente Mine.
8. Cavieres, P., Contreras, E., Arce, J. 2008. Dimensionamiento de Mallas de Extracción, Bateas Recolectoras y Pilar corona para Método Panel Caving en roca primaria, Mina El Teniente.
9. Chang, k. 2009. Diseño y evaluación técnico económica de un nuevo sistema de carguío y transporte para la minería de hundimiento. Memoria de título, Universidad de Chile, Chile.
10. Corporación Nacional del Cobre. 2005. Estructura de Quiebre del Proyecto (WBS). Instructivo, Codelco, Chile.
11. Gonzalez, R. 2009. Metodología de Diseño de puntos de extracción para método de Panel Caving en sectores emplazados en roca primaria, Mina El Teniente. Trabajo de Título, Universidad de Santiago de Chile, Chile.
12. Hustrulid, W., Sun, Ch., Mustoe, G. 2004. Some Remarks on Ore Pass Design Guidelines. Proceedings MassMin 2004. pp 301-308.
13. Kvpil, R. 1982. The mechanics and design of sublevel caving system, Underground Mining Methods Handbook, W. Hustrulid ed., SME, New York.
14. Kvpil, R. 2004. Gravity Flow in Sublevel and Panel Caving – A Common Sense Approach. MassMin 2008. Lulea, Sweden.
15. Laubscher, D. 1994. Cave mining-the state of the art, The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy.

16. Laubscher, D. 2000. Block Cave Manual. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland, Australia.
17. Laubscher, D. 2006. Cave Mining Handbook. De Beers Group, South Africa.
18. Méndez, D. 2013. Minería Profunda de Alta Productividad. Informe de Cierre Proyecto Interno, JRI Ingeniería.
19. Mengoya, M. 2009. Estimación costos de Operación. Ingeniería básica Proyecto Dacita. Informe, JRI Ingeniería.
20. Monroy, M. 2010. Estudio de dimensiones de sobretamaño. Proyecto Retador. Ingeniería conceptual y básica validación industrial tecnología de la minería continua. Informe, JRI Ingeniería.
21. Van As, A and Van Hout, G.J. (2008) A study of Isolated Drawzones in Block Caving Mines by means of a Large 3D Physical Model. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol 45, pp. 1044-1051.
22. Vargas, R. 2010. Metodología de diseño de malla de extracción en block y panel caving incorporando back-analisis, Tesis para optar al grado de Magister en Minería. Universidad de Chile, Chile.
23. Zárate, P. 2010. Diseño optimizado para sistema de manejo de minerales en Block o Panel Caving. Memoria de Título, Universidad de Chile, Chile.

10 ANEXOS

10.1 Anexo A: Estabilidad del Crown Pillar

Metodología utilizada: Lunder y Pakalnis

- Datos

ITEM	UNIDAD	VALOR
UCS	Mpa	167
Densidad mineral	ton/m3	2.65
Profundidad (m)	M	500
Esfuerzo vertical (Mpa)	Mpa	12.98
Apex	M	3

Tabla 10.1: Datos para cálculo estabilidad pilar

- Resistencia del Pilar

$$S_p = 0.44UCS(0.68 + 0.52k)$$
$$k = \tan\left[a \cos\left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}}\right)\right]$$

- Confinamiento Medio

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left[\left(\frac{W}{H} \right) + 0.75 \right] \right]^{\frac{1.4}{W/H}}$$

- Esfuerzo Sobre el Pilar

$$f = \frac{\text{Ancho} \cdot (Hc + Wp)}{\text{Ancho} \cdot Wp} = \left(1 + \frac{Hc}{Wp} \right) \quad \sigma_p = \sigma_1 \cdot f$$

10.2 Anexo B: Metodología Determinación de Colpas

$$V_{colpa} = K * D_{max,j}^3 * \left(\frac{1 + \pi / 6}{2} \right)$$
$$M_{colpa} = \rho * K * D_{max,j}^3 * \left(\frac{1 + \pi / 6}{2} \right)$$

Donde,

V_{colpa} : Volumen Colpa

M_{colpa} : Masa Colpa

ρ : Densidad del material = $2.65 \left[\frac{ton}{m^3} \right]$

K : Constante de forma = 1

D_{max} : Diámetro máximo de colpa

10.3 Anexo C: Método Expansivo de Reducción Secundaria

Penetrating Cone Fracture

Su funcionamiento se basa en la expansión de los gases a través de las fracturas producidas por la misma perforación a la vez que crea una fractura esférica que se propaga en 45° formando un patrón de tipo cónico, he ahí su nombre. Ha sido ocupado en faenas mineras como Olympic Dam y North Parkes.

Los cartuchos están rellenos con un propelente sólido y granular especialmente diseñado para producir gases por deflagración al momento de encenderse. Luego por el poco volumen disponible al interior de la perforación es que se expande a alta presión. El cartucho en sí no es más que un tubo plástico hecho de polipropileno de alta densidad con una punta cónica para que la expansión de los gases sea similar a las cargas parabólicas usadas en la industria militar.

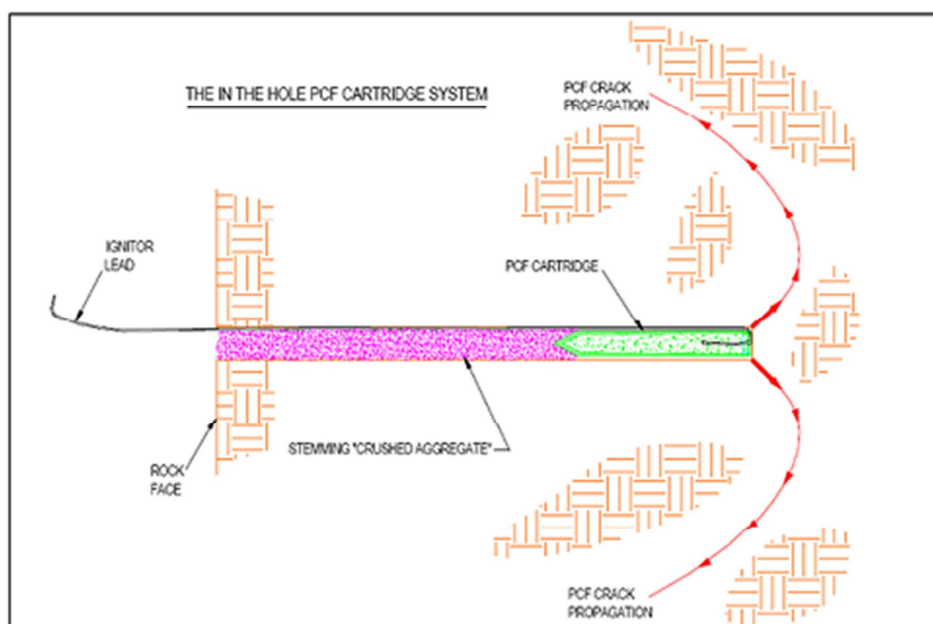


Ilustración 10.1: Propagación fractura con PFC

La iniciación del cartucho es vía eléctrica o con detonador Nonel según lo requiera el cliente. Sus características físicas se mencionan en la siguiente tabla.

Diámetro Cartucho (mm)	Masa Cartucho (grs)	Diámetro Perforación (mm)
27.5	10	32
	30	
	60	
42	60	45
	100	
60	100	64 ó 76
	200	
	300	

Tabla 10.2: Cartuchos disponibles de PFC

10.4 Anexo D: Cálculo productividad equipo LHD

Productividad Equipos LHD			
	1 equipo por calle	2 equipos por calle	
ITEM	VALOR	VALOR	UNIDAD
Largo calle	90	90	m
Recorrido medio	45	22.5	m
Capacidad LHD	0.7	0.7	yd3
Capacidad LHD	0.54	0.54	m3
Factor de llenado	0.85	0.85	x100%
Esponjamiento	0.3	0.3	x100%
Densidad	2.65	2.65	ton/m3
Tonelaje por equipo	0.94	0.94	ton
Vel. Cargado	8	8	Kmh
Vel. Vacío	12	12	Kmh
T carga	0.3	0.3	Min
T descarga	0.2	0.2	Min
T viaje equipo	0.5625	0.28125	Min
T maniobras	0.2	0.2	Min
N ciclos por hora	47.52	61.15	ciclos/hr
Rendimiento Total	44.47	114.42	ton/hr
FO	0.8	0.8	x100%
Utilización	0.9	0.9	x100%
Horas por día	17.28	17.28	hrs/día
Rendimiento diario calle	768.38	1977.25	tpd
Tasa	0.43	1.10	ton/m2día

Tabla 10.3: Cálculo Productividad LHD

Sandvik LH201

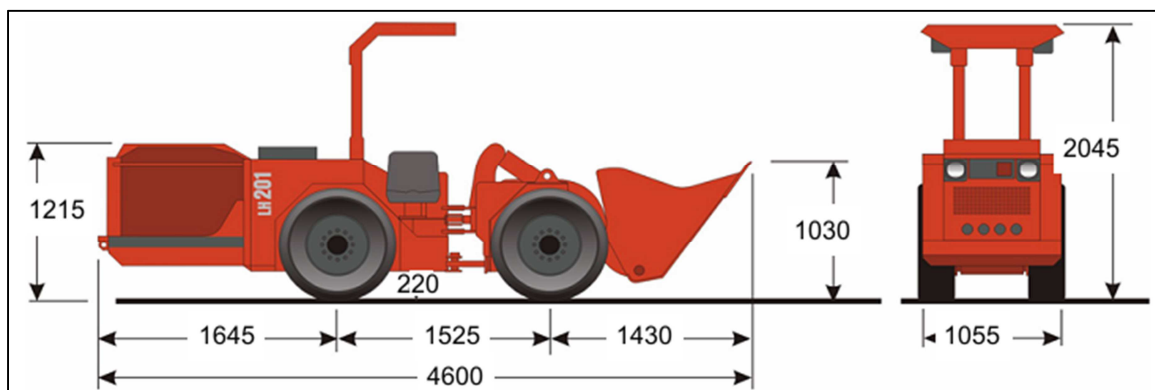


Ilustración 10.2: Equipos LHD Sandvik LH201

10.5 Anexo E: Dimensionamiento Camión 60 ton

Cálculo Flota camiones para Tasa extracción Objetivo		
ITEM	VALOR	UNIDAD
Cap. Camión	60	ton
Tpo. Maniobras descarga	0.5	min
Tpo. Maniobras carga	0.5	min
Tpo. Carga	2	min
Tpo. Descarga	1	min
Vel. Cargado	10	km/hr
Vel. Descargado	15	km/hr
Disp. Mecánica	0.85	%
Utilización	0.85	%
FO	0.8	%
Turnos por día	2	turnos/día
Hrs por turno	12	hr
Tasa extracción Objetivo	2	tpd/m2
Área punto	100	m2
Puntos de Ext. por calle NTI	18	un
Largo calle	90	M
Distancia a descarga	1000	M
Tpo. Ciclo	14.90	min/ciclo
N° Ciclos por hora	4.03	ciclos/hr
Rendimiento	241.61	ton/hr
Rendimiento	3943.09	ton/día
Producción Calle NTI	3600	tpd
N° Camiones Operativos por calle	0.91	Cam/calle
Camiones operativos por bloque	4	Cam/bloque
Producción Bloque	14400	tpd
Flota Camiones	5	Camiones
Horas efectivas operación	16.32	hr

Tabla 10.4: Cálculo Flota Camiones Alt. I y II

Equipo: MineTruck MT6020 Atlas Copco

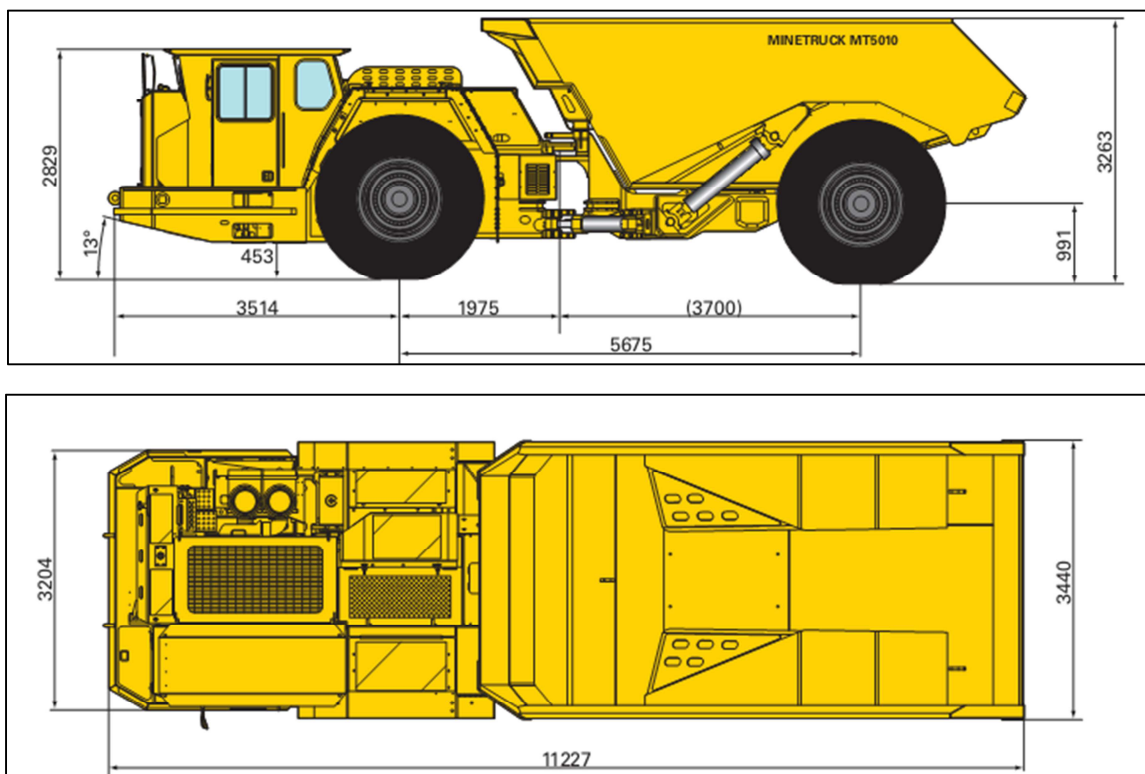


Ilustración 10.3: Camión 60 ton. MineTruck MT6020 Atlas Copco

10.6 Anexo F: Dimensionamiento Equipo Panzer Alternativa III

TRANSPORTADOR DE CADENAS		
ITEM	VALOR	UNIDAD
Producción por calle	3600	Tpd
Capacidad Panzer	700	ton/hr
Disponibilidad mecánica	80	%
Equipos por Bloque	4	Un

Tabla 10.5: Dimensionamiento Transportador de cadenas



Ilustración 10.4: Transportador de cadenas (Panzer)

10.7 Anexo G: Dimensionamiento Equipo Sizer Alternativa III

TRITURADOR DE BAJO PERFIL SIZER		
ITEM	VALOR	UNIDAD
Producción por calle	3600	Tpd
Capacidad Sizer	600	ton/hr
Disponibilidad mecánica	70	%
Equipos por Bloque	4	Un

Tabla 10.6: Dimensionamiento Triturador Sizer



Specification

Machine	Sizer de la Serie 1150
Country	USA
Industry	Metalíferos
Materials Processed	Copper Ore
Throughput	0 - 600TPH
Infeed Size	0 - 1200mm
Outfeed Size	0 - 300mm

Ilustración 10.5: Triturador Sizer (características)

10.8 Anexo H: Dimensiones Caverna Sizer

Las dimensiones de la caverna Sizer se muestran en las siguientes imágenes y son extraídas de un trabajo previo realizado en JRI Ingeniería.

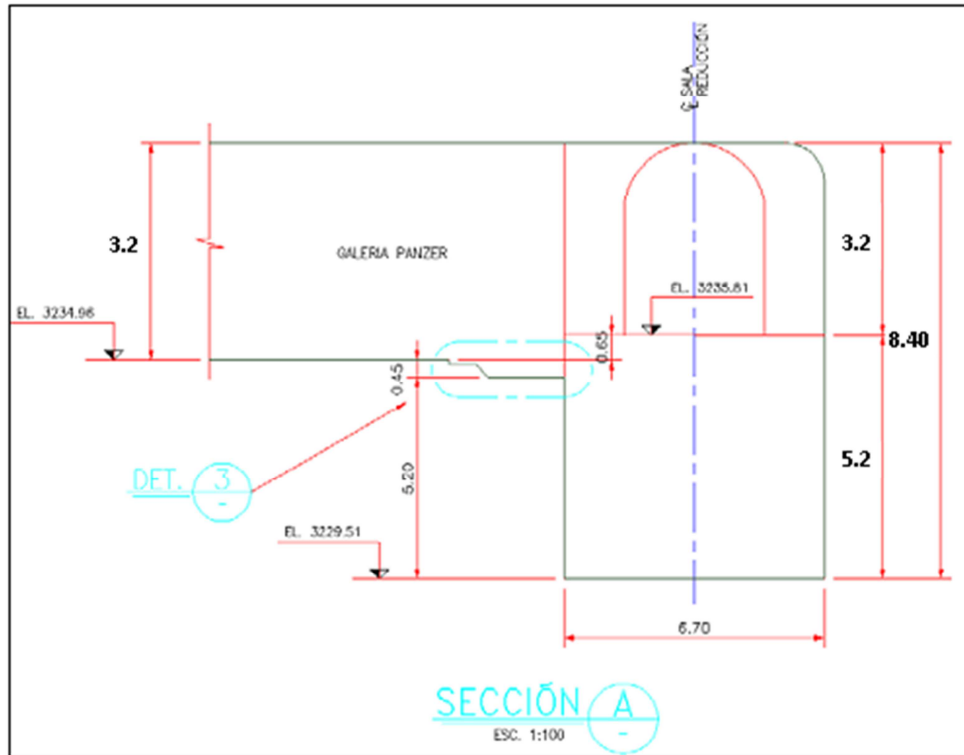


Ilustración 10.6: Dimensiones Caverna Sizer

10.9 Anexo I: Dimensionamiento Correa Transportadora Alternativa III

CORREA 72"		
ITEM	VALOR	UNIDAD
Capacidad Tabla	1004	tc/h
Cap. real	1241.4	tc/h
Cap. real	1125.9	t/h
Tasa extracción	2	tpd/m2
Area punto	100	m2
Prod esperada punto	200	tpd/m2
Producción calle	3600	Tpd
Producción Bloque	14400	Tpd
Disponibilidad Mecánica	70	%
Rendimiento máx. Correa	18915.8	Tpd
Correas por bloque	1	Un

Tabla 10.7: Dimensionamiento Correa Transportadora 72"

10.10 Anexo J: Costos Preparación Alternativa I

DESARROLLOS HORIZONTALES							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Galería zanja	3 m x 2.5 m	PMS	2500	ml	720	m	\$ 1,800,000
Cabecera	2.5 m x 2.5 m	PMS	2300	ml	96	m	\$ 220,800
Galería producción	2.5 m x 2.5 m	PMS	2300	ml	360	m	\$ 828,000
NIVEL DE ACARREO							
Galerías	5 m x 5 m	PMS	4500	ml	360	m	\$ 1,620,000
Cabecera	5 m x 5 m	PMS	4500	ml	80	m	\$ 360,000
Desquinche	Variable	PMS	180	m3	1350	m3	\$ 243,000
DESARROLLOS VERTICALES							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Slot Bateas	d=1,5 m		4200	ml	540	m	\$ 2,268,000
NIVEL DE ACARREO							
Pique Traspaso	d=2,5 m	PM	5500	ml	1296	m	\$ 7,128,000
TARIFAS OOC DPMM							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Puntos Extracción (U)			18000	un	72	un	\$ 1,296,000
Parrillas	2,5x2,5		10000	un	72	un	\$ 720,000
Fortificación Intersección			2500	un	72	un	\$ 180,000
Desquinche y Fortificación descarga piques			10000	un	72	un	\$ 720,000
Bindaje Pique			6000	un	72	un	\$ 432,000
Carpetas de Rodado	0,2x3 m		550	ml	440	m	\$ 242,000
NIVEL DE ACARREO							
Desquinche y Fortificación buzón	Variable		270	m3	1350	m3	\$ 364,500
OCC Buzones			120000	un	36	un	\$ 4,320,000
Calderería Buzones			80000	un	36	un	\$ 2,880,000
Montaje Buzones			70000	un	36	un	\$ 2,520,000
Carpetas de Rodado	0,2x5 m		920	ml	440	m3	\$ 404,800
Fortificación Intersección			2500	un			

TARIFAS APERTURA BATEAS							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Perforación d3" Batea			21.8	mb	38880	m	\$ 847,584
Tronadura d3" Batea			16.3	mb	38880	m	\$ 633,744

NIVEL VENTILACIÓN							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
Galerías ventilacion	2.5mx2.5m	PMS	2300	mb	192	m	\$ 441,600
Chimeneas Raise borer	d=1.5m		4100	mb	100	m	\$ 410,000

Tabla 10.8: Detalle costos preparación Alternativa I

10.11 Anexo K: Costos Preparación Alternativa II

DESARROLLOS HORIZONTALES							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Galería zanja	3m x 2.5m	PMS	2500	ml	720	m	\$ 1,800,000
Galería producción	2.5m x 2.5m	PMS	2300	ml	360	m	\$ 828,000
Cabecera	2.5m x 2.5m	PMS	2300	ml	80	m	\$ 184,000
Desquinche	Variable	PMS	180	m3	1030.50	m3	\$ 185,490
NIVEL DE ACARREO							
Galerías	5m x5 m	PMS	4500	ml	180	m	\$ 810,000
Cabecera	5m x 5 m	PMS	4500	ml	80	m	\$ 360,000
Desquinche	Variable	PMS	180	m3	675	m3	\$ 121,500
DESARROLLOS VERTICALES							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Slot Bateas	d=1,5 m		4000	ml	540	m	\$ 2,160,000
NIVEL DE ACARREO							
Pique Traspaso	d=2,5 m	PM	5000	ml	1044	m	\$ 5,220,000

TARIFAS OOC DPMM							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Puntos Extracción (U)			20000	un	72	un	\$ 1,440,000
Parrillas	2,5x2,5		10000	un	72	un	\$ 720,000
Puente Acero y Hormigón			20000	un	36	un	\$ 720,000
Fortificación Intersección			2500	un	72	un	\$ 180,000
Desquinche y Fortificación tolva piques			18000	un	72	un	\$ 1,296,000
Bindaje Pique			6000	un	36	un	\$ 216,000
Carpetas de Rodado	0,2x3 m		550	ml	440	m	\$ 242,000
NIVEL DE ACARREO							
Desquinche y Fortificación buzón	Variable		270	m3	675	m3	\$ 182,250
OCC Buzones			120000	un	18	un	\$ 2,160,000
Calderería			80000	un	18	un	\$ 1,440,000
Montaje Buzones			70000	un	18	un	\$ 1,260,000
Carpetas de Rodado	0,2x5 m		920	ml	260	m3	\$ 239,200
TARIFAS APERTURA BATEAS							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Perforación d3" Batea			21.8	mb	38880	m	\$ 847,584
Tronadura d3" Batea			16.3	mb	38880	m	\$ 633,744
NIVEL VENTILACIÓN							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
Galerías ventilacion	2.5mx2.5m	PMS	2300	mb	192	m	\$ 441,600
Chimeneas Raise borer	d=1.5m		4100	mb	100	m	\$ 410,000
OCC Ventiladores			40000	un	2	un	\$ 80,000
Montaje Ventiladores			10000	un	2	un	\$ 20,000

Tabla 10.9: Detalle costos preparación Alternativa II

10.12 Anexo L: Costos Preparación Alternativa III

DESARROLLOS HORIZONTALES							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Galería zanja	3m x 2.5 m	PMS	2700	ml	720	m	\$ 1,944,000
Galería producción	3.2m x 3.2 m	PMS	3000	ml	360	m	\$ 1,080,000
Desquinche	Variable	PMS	180	m3	2031.48	m3	\$ 365,666
NIVEL DE ACARREO							
Galerías	5mx5 m	PMS	4500	ml	1000	m	\$ 4,500,000
Caverna Traspaso	Variable	PMS	180	m3	960	m3	\$ 172,800
DESARROLLOS VERTICALES							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Slot Bateas	d=1,5 m		4000	ml	540	m	\$ 2,160,000
NIVEL DE ACARREO							
Pique Traspaso	d=2,5 m	PM	5000	ml	120	m	\$ 600,000
TARIFAS OOC DPPM							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Puntos Extracción (U)			50000	un	72	un	\$ 3,600,000
Fortificación Intersección			2500	un	72	un	\$ 180,000
Fortificación Caverna Sizer			10000	un	4	un	\$ 40,000
OCC Caverna Sizer			15000	un	4	un	\$ 60,000
Desquinche y Fortificación piques			15000	un	4	un	\$ 60,000
Bindaje Pique			6000	un	4	un	\$ 24,000
Carpetas de Rodado	0,2x4 m		750	ml	440	m	\$ 330,000
NIVEL DE ACARREO							
Fortificación Caverna Traspaso			8000	un	4	un	\$ 32,000
OCC Caverna Sizer Traspaso			15000	un	4	un	\$ 60,000
Desq. y Fortificación descarga pique	Variable		10000	un	4	un	\$ 40,000
Carpetas de Rodado	0,2x5 m		920	ml	1000	m3	\$ 920,000

TARIFAS APERTURA BATEAS							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
NIVEL DE PRODUCCIÓN							
Perforación d3" Batea			21.8	mb	38880	m	\$ 847,584
Tronadura d3" Batea			16.3	mb	38880	m	\$ 633,744
NIVEL VENTILACIÓN							
ITEM	DIMENSIONES	FORTIFICACION	VALOR UNITARIO	US\$/[un]	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO US\$
Galerías ventilacion	2.5mx2.5m	PMS	2300	mb	192	m	\$ 441,600
Chimeneas Raise borer	d=1.5m		4100	mb	100	m	\$ 410,000
OOCC Ventiladores			40000	un	2	un	\$ 80,000
Montaje Ventiladores			10000	un	2	un	\$ 20,000

Tabla 10.10: Detalle costos preparación Alternativa III

10.13 Anexo M: Programa Explotación área Dacita con diseño Alternativa III

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10						
Bloque 1	PREPA	PROD														
Bloque 2		PREPA	PROD													
Bloque 3			PREPA	PROD												
Bloque 4				PREPA	PROD											
Bloque 5					PREPA	PROD										
Bloque 6						PREPA	PROD									
Bloque 7							PREPA	PROD								
Bloque 8								PREPA	PROD							
Bloque 9									PREPA	PROD						
Bloque 10										PREPA	PROD					
Bloque 11											PREPA	PROD				
Bloque 12												PREPA	PROD			
Bloque 13													PREPA	PROD		
Bloque 14														PREPA	PROD	
Bloque 15															PREPA	P

Ilustración 10.7: Programa explotación área Dacita

10.14 Anexo N: Evaluación Económica explotación Dacita con Diseño III

		AÑO									
	UN	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
PRODUCCIÓN	t		3,456,000	5,184,000	5,184,000	5,184,000	5,184,000	5,184,000	5,184,000	5,184,000	5,184,000
COSTO INVERSIÓN	US\$	63,020,232	103,388,804	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649
COSTO PREPARACIÓN CAPEX	US\$	63,020,232	57,938,372								
COSTO PREPARACIÓN OPEX	US\$		45,450,433	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649	68,175,649
COSTO OPERACIÓN	US\$		9,078,912	13,618,368	13,618,368	13,618,368	13,618,368	13,618,368	13,618,368	13,618,368	13,618,368
INGRESOS	US\$		165,791,564	248,687,346	248,687,346	248,687,346	248,687,346	248,687,346	248,687,346	248,687,346	248,687,346
FC=I-C		-63,020,232	111,262,219	166,893,329	166,893,329	166,893,329	166,893,329	166,893,329	166,893,329	166,893,329	166,893,329
VAN	MUS\$	859									

Ilustración 10.8: Evaluación económica explotación área Dacita