

**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**POST –EVALUACIÓN TÉCNICA Y ECONÓMICA
DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN FRONT CAVING
EN “EL TENIENTE”**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

LUIS DOMINGO FUENTES OTERO

**PROFESOR GUÍA:
HANS GÖPFERT HIELBIG**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JAIME CHACON FERNANDEZ
ALFONSO OVALLE WALKER**

**SANTIAGO DE CHILE
2013**

RESUMEN

El objetivo principal de este trabajo es realizar una post evaluación técnica-económica de la recuperación de pilares mediante el método Front Caving en la mina “El Teniente”. La post evaluación se basó en la recolección, filtración y análisis de información y en un análisis económico del método, dada las condiciones de los sectores “Teniente 1 Retram” y “Sector K” de la mina “El Teniente”.

Mina “El Teniente” decidió aplicar este método para explotar pilares mineralizados ubicados entre los niveles de ventilación y producción, en sectores en que se suspendió la extracción de mineral por colapso del nivel de producción.

De los análisis y resultados operacionales se concluye que el método se caracteriza por ser adaptable a diferentes cuerpos mineralizados. Un gran porcentaje del mineral obtenido es producto de la tronadura, debido a lo cual un buen manejo operacional del proceso de perforación y carguío de tiros así como el control de la dilución son factores de mayor importancia para el éxito del método. En cuanto a la seguridad, es un método en que se extrae el esponjamiento del mineral tronado y que necesita una fortificación y control operacional riguroso en los puntos de extracción para limitar los riesgos.

El análisis de los resultados económicos indica que es un método viable en las condiciones particulares de su aplicación en El Teniente. Dado que se ocupan obras preexistentes, se requiere una inversión menor, básicamente desquiches de túneles y otras obras menores. Es importante destacar que con adecuados controles operacionales se lograron índices económicos aceptables.

Otro punto a considerar es que el método permite asegurar planes de producción pues es un método ágil y flexible y su puesta en marcha requiere de corto tiempo. Con ello se logró el reemplazo de producción de sectores con imprevistos operacionales.

Resumiendo, el Front Caving es un método de explotación adecuado para recuperar sectores afectados por colapsos, e incluso podría ser competitivo en situaciones normales.

SUMMARY

The main objective of this work is to make an economic and technical post assessment of the recovery for the pillars through the Front Caving method on “El Teniente” mine. The post assessment was based on the collection, filtration and the analysis of the information, plus and economic analysis of the method, given the conditions of the areas “Teniente 1 Retram” y “Sector K” from the “El Teniente” mine.

“El Teniente” mine decided to apply this method to take advantage of mineralized pillars located between ventilation and production levels, in areas where the extraction of the mineral was suspended due the collapse of the level of production.

From the analysis and the operational results it is concluded that the method is characterized by being adaptable to different ore bodies. A large percentage of the ore obtained is product of the blasting, due to this, a good operational handling of the drilling process and the loading of the blast holes as well as the dilution control, are the major factors for the success of the method.

As for safety, It is a method in which the swelling of blasted ore is extracted and needs a rigorous fortification and operational control on the extraction points, to limit the risks.

The analysis of the economic results indicated that it is a viable method on the specific conditions of the application at “El Teniente”. Since existing works are being used, less investment is required, basically slabbing and minor works. Worth noting is that with adequate operational controls, good economic indices were achieved.

Another point to consider is that it ensures achievable production plans because it is a fast and flexible method and its implementation requires a short time. Thus, the replacement of production on areas with unforeseen operational problems can be achieved with very short deadlines.

In summary, Front Caving is a suitable exploitation method for the recovery of areas affected by collapse, and could even be competitive in normal situations.

TABLA DE CONTENIDO

1 INTRODUCCIÓN

1.1 ORIGEN DEL ESTUDIO.....	1
1.2 OBJETIVOS.....	2
1.3 ALCANCES.....	3
1.4 METODOLOGIA.....	3

2 ANTECEDENTES DE LA FAENA

2.1 INTRODUCCIÓN.....	5
2.2 UBICACIÓN.....	8
2.3 GEOLOGÍA.....	9
2.4 MINERALIZACION.....	11
2.5 INFRAESTRUCTURA GENERAL.....	12
2.6 PROCESO PRODUCTIVO.....	14
2.7 MODELO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL.....	17

3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

3.1 GENERALIDADES.....	19
3.2 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN ACTUALES.....	19
3.2.1 Block-Caving con extracción manual.....	19
3.2.2 Panel-caving.....	22
3.2.3 Front Caving.....	25
3.3 CONCEPTOS GEOMECÁNICOS APLICADOS AL DISEÑO MINERO.....	26
3.3.1 Aspectos relativos al frente de hundimiento.....	27
3.3.2 Subsistencia.....	29
3.3.3 Estallido de rocas.....	30
3.3.4 Control de estabilidad de excavaciones.....	30
3.3.5 Sísmica.....	31

4 PRINCIPIO DEL MÉTODO FRONT CAVING

4.1 CONSIDERACIONES GENERALES.....	32
4.2 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO	33
4.3 GALERÍAS DE PRODUCCIÓN.....	36
4.4 OPERACIONES DEL MÉTODO.....	37
4.4.1 Perforación	37
4.4.2 Tronadura	38
4.4.3 Extracción.....	39
4.4.4 Soporte en las frentes (Fortificación)	39
4.4.5 Ventilación	40
4.4.6 Drenaje.....	40
4.4.7 Control de la dilución	41

5 EVALUACIÓN TÉCNICA DE RECUPERACIÓN DE PILARES MINA "EL TENIENTE"

5.1 FACTORES A CONSIDERAR.....	42
5.2 POLÍTICAS DE TIRAJE	43
5.3 CAPACIDAD DE EXTRACCIÓN.....	49
5.4 SECUENCIA DE HUNDIMIENTO.....	51
5.5 AVANCE DEL FRENTE	53
5.6 DILUCIÓN	54
5.7 PERFORACIÓN Y TRONADURA.....	58
5.8 SOBREEXTRACCIÓN.....	59
5.9 ESTIMACIÓN DE RESERVAS	61
5.9.1 Antecedentes de reservas geológicas in situ	62
5.9.2 Evaluación de reservas en Front Caving.....	63
5.9.3 Conclusiones y recomendaciones de estimación reservas	65
5.10 CARÁCTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS.	66
5.10.1 Subsistencia	66
5.10.2 Estabilidad de las excavaciones (sobre-excavación)	68

5.10.3 Sísmica.....	68
5.10.4 Concentración de esfuerzos	69
5.10.5 Fortificación.....	69

6 POST EVALUACIÓN ECONÓMICA

6.1 ANTECEDENTES PARA LA EVALUACIÓN.....	70
6.1.1 Ingresos	70
6.1.2 Estructura de costos.....	71
6.1.3 Inversiones.	72
6.1.4 Depreciación.....	72
6.2 PROCESO DE EVALUACIÓN.	74
6.3 RESULTADOS O INDICADORES ECONÓMICOS.....	79

7 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

ANEXOS

ANEXO 1: TABLAS DE VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN POR SECTORES	87
ANEXO 2: SECUENCIA DE HUNDIMIENTO POR SECTORES.	92
ANEXO 3: TABLAS AVANCE DE FRENTE DE HUNDIMIENTO.....	103
ANEXO 4: ANÁLISIS PUNTO DE ENTRADA DE DILUCIÓN.....	104
ANEXO 5: ANÁLISIS DE PERFORACIÓN Y TRONADURA POR SECTOR.....	109
ANEXO 6: DESGLOSE DE COSTOS.....	112
ANEXO 7: PROGRAMACION PUNTOS DE EXTRACCIÓN.....	114

BIBLIOGRAFIA	116
---------------------------	------------

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Isométrico niveles mina El Teniente.....	6
Figura 2.2: Ubicación de mina El teniente.....	8
Figura 2.3: Forma del yacimiento desde superficie a nivel Teniente 8.....	10
Figura 2.4: Niveles Actuales de El Teniente.....	12
Figura 2.5: Esquema de proceso productivo de El Teniente.....	14
Figura 2.6: Esquema de proceso de concentración de El Teniente.....	15
Figura 2.7: Esquema de proceso de fundición de El Teniente.....	16
Figura 2.8: Plano en planta con Fallas Principales.....	18
Figura 3.1: Isométrico Block Caving con extracción manual.....	20
Figura 3.2: Isométrico Block Caving con extracción y traspaso mecanizado.....	23
Figura 3.3: Planta nivel de producción Block Caving HD.....	24
Figura 3.4: Perfil mostrando convergencia de frentes de hundimiento.....	27
Figura 3.5: Perfil mostrando concentración de esfuerzo en pilar.....	28
Figura 3.6: Perfiles del fenómeno de subsidencia.....	29
Figura 4.1: Elevación y perfil de método Front Caving.....	34
Figura 4.2: Plano en planta. Área colapsada de aplicación del Front Caving.....	35
Figura 4.3: Vista de diseños de abanico perforación Front Caving.....	37
Figura 4.4: Foto de perforación de tiros por medio de jumbo.....	38
Figura 4.5: Foto de extracción de mineral por medio LHD	39
Figura 4.6: Foto de proceso de fortificación en galería de producción.....	39
Figura 5.1: Velocidad de extracción por puntos de extracción.....	43
Figura 5.2: Rango de velocidad por punto de extracción.....	44
Figura 5.3: Definición de rango de velocidad por punto de extracción.....	45
Figura 5.4: Rango de tonelaje posible de extraer.....	45
Figura 5.5: Tonelaje mínimo de extracción para un punto de extracción.....	46
Figura 5.6: Rango de producción mensual para un punto de extracción.....	47
Figura 5.7: Rango de tonelaje a programar por punto de extracción (3 criterios).....	47
Figura 5.8: Planta esquematizada de frente de explotación.....	48
Figura 5.9: Punto de entrada de dilución.....	55
Figura 5.10: Elipsoide de extracción de Front Caving.....	63

Figura 5.11: Clasificación de reservas.....	64
Figura Anexo 2.1: Avance frentes Sector K.....	92
Figura Anexo 2.2: Avance frentes Extensión Sub 4.....	95
Figura Anexo 2.3: Avance frentes T1 Retram.....	97
Figura Anexo 2.4: Niveles Sector Dacita.....	100
Figura Anexo 2.5: Avance frentes niveles Dacita.....	101
Figura Anexo 4.1: Entrada de dilución cruzado Sector K.....	108

INDICES DE TABLAS

Tabla 5.1: Velocidad de extracción de sectores.....	50
Tabla 5.2: Velocidad de avance sectores Front Caving.....	53
Tabla 5.3: Ley sobrecarga de sectores Front Caving.....	57
Tabla 5.4: Extracción por sectores Front Caving.....	59
Tabla 5.5: Extracción cruzados T1 Retram.....	60
Tabla 5.6: Dimensiones de elipsoide de extracción por sectores.....	63
Tabla 5.7: Evaluación Ten 1 Retram ex-ante.....	75
Tabla 5.8: Evaluación Ten 1 Retram ex-post.....	76
Tabla 5.9: Evaluación Sector K ex-ante.....	77
Tabla 5.10: Evaluación Sector K ex-post.....	78
Tabla 5.11: Indicadores económicos sectores Front Caving ex-post.....	79
Tabla 5.12: Comparación ítem preparación Sector K ex-ante y ex-post.....	80
Tabla 5.13: Comparación indicadores económicos sectores ex-ante y ex-post...	82
Tabla Anexo 4.1: Cuadro muestro punto de extracción 072F.....	105
Tabla Anexo 4.2: Cuadro polvorazos de leyes muestreadas.....	106

1 INTRODUCCIÓN

1.1 ORIGEN DEL ESTUDIO

La minería hoy en día representa cerca de un 50% de las exportaciones chilenas; se encuentra en una situación privilegiada para seguir impulsando el desarrollo tecnológico del país.

Es un sector altamente intensivo en capital, existe una gran tradición y experiencia; es además uno de los sectores más dinámicos para atraer la inversión extranjera.

Codelco posee depósitos de cobre inmensos, representando un 9% de las reservas conocidas mundialmente y sostiene una posición de liderazgo mundial en la industria de la minería del cobre, generando, durante el 2010, un 11% de la producción mundial de cobre con 1,76 millones de toneladas incluyendo la participación de 49% en El Abra.

En este contexto, División El Teniente se enfrenta a serios problemas geomecánicos en su explotación por lo que desarrolla una amplia gama de soluciones a los desafíos encontrados. Una de estas soluciones fue el método de explotación Front Caving.

El presente estudio trata de la Post-Evaluación Técnica-Económica de este método, que se aplicó localmente con el propósito de recuperar columnas de mineral bajo sectores de explotación colapsados.

Se denomina Post-Evaluación al análisis crítico retroactivo de un proyecto después de su ejecución. Es la última etapa de un proyecto, y se realiza con la finalidad de comparar los resultados reales de los primeros años de su operación con los supuestos criterios de diseño adoptados en la etapa de ingeniería de un proyecto.

Las conclusiones de este análisis, en la medida que son pertinentes, deben incorporarse al nuevo ciclo de planificación para ir mejorando el proyecto.

1.2 OBJETIVOS

El trabajo realizado se desarrolló en la unidad de planificación de corto-mediano plazo de la Superintendencia MINCO. Su objetivo principal es la Post-Evaluación Técnico-Económica de la recuperación de pilares mediante el método Front Caving en El Teniente.

Este método es relativamente nuevo en “El Teniente”, por lo tanto este estudio pretende dar una orientación en índices técnicos y económicos para futuras aplicaciones.

Los objetivos de una post evaluación son disponer de un instrumento que permita al área de planificación mina tomar mejores decisiones, extraer enseñanzas para la evaluación de futuros proyectos similares o para mejorar sus resultados operacionales de acuerdo a la información disponible de los primeros años de vida. Una Post-Evaluación permite:

- Determinar y evaluar si durante la operación normal de los proyectos los resultados técnicos y económicos corresponden a los proyectados.
- Determinar si los parámetros utilizados en la evaluación han sido los adecuados.
- Minimizar o eliminar fuentes de error, además de establecer políticas organizacionales y de gestión de información en el futuro próximo.
- Proporcionar información para mejorar futuras evaluaciones de proyectos.
- Proponer mejoras al método.

1.3 ALCANCES

El estudio apunta a mejorar la planificación y operación del método. Las variables analizadas, tales como velocidad de extracción, orientación de los frentes de hundimiento, punto de entrada de dilución, determinan los siguientes alcances del estudio:

- Mejorar controles de operación del método Front Caving en El Teniente.
- Recopilación de antecedentes para corregir o mejorar técnicas en el desarrollo del Front Caving.
- Desarrollo de un nuevo modelo de bloques para la cubicación y evaluación de las reservas extraíbles por Front Caving, en el Área de Planificación Corto-Mediano Plazo.
- Evaluar económicamente el método de explotación (índices de rentabilidad).

1.4 METODOLOGÍA

La post-evaluación se basó en la recolección, filtración y análisis de la información operacional proveniente de sectores Front Caving ya abandonados, y en la observación en terreno de sectores productivos de Front Caving. A continuación se describen las etapas de la post-evaluación.

- Revisión de la evaluación ex-antes

Básicamente, en una post-evaluación compara lo proyectado con lo ocurrido. Para ello se analizan las variables consideradas en la evaluación ex-antes. Esto permitirá conocer los antecedentes del proyecto y las condiciones que hicieron posible su postulación, recomendación y ejecución, así como la metodología utilizada en la evaluación ex-antes.

- Recolección de antecedentes.

En esta etapa se recopila toda la información correspondiente a la operación del proyecto para obtener antecedentes reales de todos los factores considerados en el análisis efectuado en la evaluación ex-antes.

- Análisis de información.

En la etapa de análisis de antecedentes es donde se filtra la información para explicar las diferencias observadas entre lo proyectado y lo real. Este punto es de suma importancia, puesto que es aquí donde se logran conclusiones de las variables operativas del método.

- Proposición de mejoras.

En esta etapa dado el análisis de información se entregan proposiciones de operación para un mejor resultado.

2 ANTECEDENTES DE LA FAENA

2.1 INTRODUCCIÓN

CODELCO, Corporación del Cobre de Chile, es una empresa estatal autónoma productora y comercializadora de cobre. Aporta una gran parte de la producción nacional y un importante porcentaje de la producción mundial de cobre y molibdeno.

Actualmente está organizada en siete divisiones (instalaciones y yacimientos de la gran minería del cobre), una casa matriz en la ciudad de Santiago y su empresa filial Minera Gaby S.A. Las divisiones son Andina, El Teniente, El Salvador, Chuquicamata, Radomiro Tomic, Ventanas y Ministro Hales.

La mina El Teniente es el yacimiento subterráneo de cobre más grande del mundo y presenta una forma cónica de 3 km de largo, 1,5 km de ancho y alrededor de 1,8 km de altura. Se formó en un intenso proceso tectónico generando altos esfuerzos in situ. En el centro del cuerpo mineralizado está ubicada la Formación Braden, que presenta la forma de un cono invertido con un diámetro de 1,2 km en superficie. Todas las instalaciones principales de la mina (piques, piques de traspaso principal, chancador primario, talleres de mantención, etc.) están emplazadas en la Formación Braden, dispuestas en diferentes niveles.

El descubrimiento del yacimiento El Teniente data del año 1760 y durante muchas décadas se explotó escasamente la parte superficial. A partir de 1910 se inicia la explotación propiamente tal de la mina a razón de unas 1.000 tpd, empleando el método de caserones y pilares. Desde 1940 se implementó el método Block Caving con extracción y traspaso manual en la zona de enriquecimiento secundario del yacimiento. Posteriormente, en la década del 70, se inició la explotación del primer bloque en mineral primario con carácter experimental. Se utilizó el mismo sistema de Block Caving con extracción manual. Recién en el año 1982 se comenzó a aplicar el método Panel Caving con extracción mecanizada (LHD) en mineral primario.

La cota del nivel más bajo es 1.983 msnm y corresponde al nivel Teniente 8 de acarreo de mineral y acceso principal a la mina. La cota del nivel superior de explotación actual es de 2.453 msnm y corresponde al nivel Teniente 4 Retram. La estructura de los niveles y las principales instalaciones subterráneas se indican en la siguiente figura:

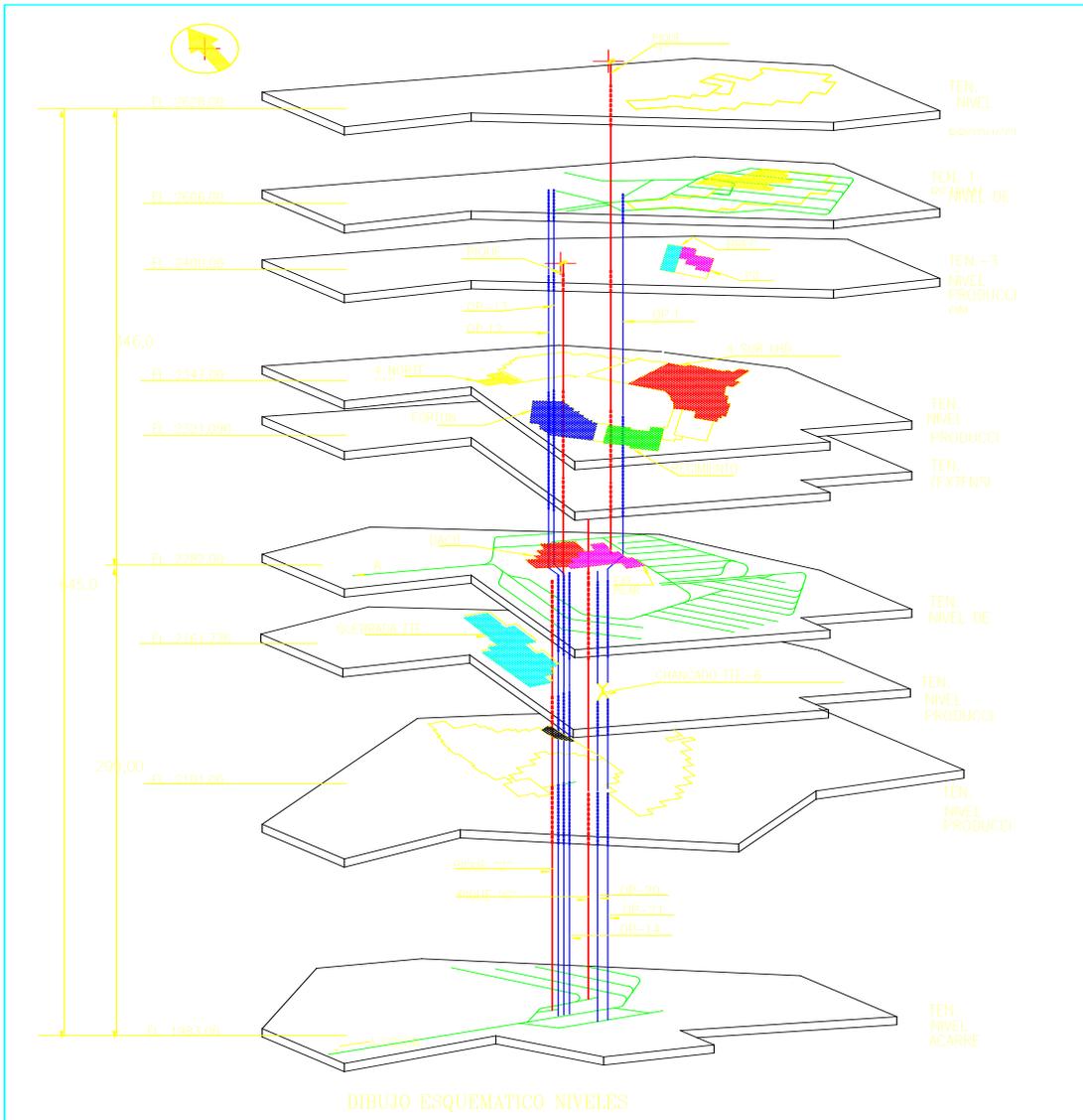


Fig. 2.1
Isométrico niveles mina El Teniente

En el año 2010 el desarrollo del proyecto Nuevo Nivel Mina tuvo un avance importante en su estudio de factibilidad, en vías de ser finalizado el primer trimestre de 2011. Paralelamente, se avanzó en las obras de construcción relacionadas con la rampa de salida de emergencia y los accesos principales.

La nueva mina permitirá explotar el yacimiento por 50 años más, manteniendo los actuales niveles de producción de cobre fino y generando, además, opciones importantes de crecimiento en el largo plazo.

Con este proyecto la División explotará 2.500 millones de toneladas de reservas, ubicadas a mayor profundidad en el yacimiento El Teniente (cota 1.880 de altitud), con una ley media de cobre de 0,84%.

El proyecto estructural beneficiará del orden de 137 mil toneladas de mineral por día, que equivalen a una producción en régimen en torno a las 430 mil toneladas métricas de cobre fino al año, dejando abierta la opción futura de iniciar las obras de ampliación necesarias para llegar a procesar 180 mil toneladas de mineral por día el año 2020.

Durante el año 2010 se puso en marcha el proyecto Explotación Pilar Norte, que en régimen aportará 17 mil toneladas por día de mineral. Esta producción permitirá reemplazar sectores de la mina en vías de agotamiento y mejorar su nivel de competitividad, como resultado de una ley media de cobre de 1,32%, una de las más altas de Codelco.

A pleno régimen, Pilar Norte aportará aproximadamente 75 mil toneladas de cobre fino por año. La inversión total del proyecto alcanzó a US\$ 140 millones. La producción de Pilar Norte, altamente automatizada, se monitorea desde una sala de control ubicada en Rancagua, a más de 50 kilómetros de la mina.

Por otra parte, se está iniciando la producción del proyecto Mina Diablo Regimiento-Fase III, que reemplaza 10 mil toneladas por día de la capacidad productiva de la mina El Teniente y que inició sus operaciones a mediados de 2012, para aportar anualmente una producción del orden de 30 mil toneladas de cobre fino el año 2014.

Como parte de la estrategia de reposición de sectores mineros de la División, el año 2012 se inició la producción del proyecto Rajo Sur, con una mina a cielo abierto en alta montaña. Para el tratamiento de los minerales se aprovechan las instalaciones del concentrador de Sewell.

En iniciativas de soporte a la continuidad operacional, se terminó el proyecto Peraltamiento del Muro del Embalse Carén-Etapa V, que extenderá su vida útil hasta el año 2015.

2.2 UBICACIÓN

El yacimiento El Teniente, perteneciente a Codelco-Chile, se encuentra ubicado a 60 Kms al noreste de la ciudad de Rancagua, provincia de Cachapoal, VI Región, Chile (Figura N° 2.2).

Las coordenadas geográficas del yacimiento son aproximadamente: Latitud 34° 05' Sur, Longitud: 70° 27' Oeste. La mina se encuentra en la falda del macizo de la Cordillera de los Andes y el acceso principal se ubica a una altura de 1.980 metros sobre el nivel del mar.

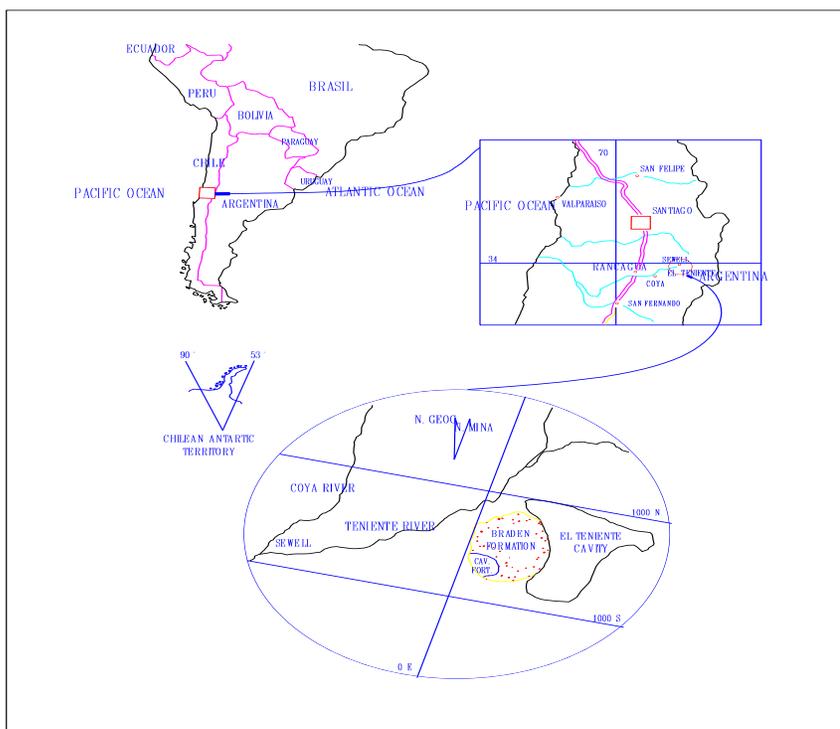


Fig. 2.2

Ubicación de mina El Teniente

2.3 GEOLOGÍA

El yacimiento es un depósito de cobre y molibdeno de tipo porfídico, de aproximadamente 3 km de largo, 1,5 km de ancho y alrededor de 1,8 km de altura. La mineralización se distribuye en torno a una chimenea de brecha.

La chimenea de brecha, denominada Formación Braden, de aproximadamente 1200 metros de diámetro en superficie, tiene bajo contenido de cobre y molibdeno. Esta estructura tiene la forma de un cono invertido (Figura 2.3).

El origen del cuerpo mineralizado está relacionado con intrusivos de tonalita, dacita y latita, los cuales están emplazados en las andesitas de la Formación Farellones de edad Mioceno. El yacimiento se formó en tres etapas sucesivas de mineralización. Estas etapas se denominan Tardimagmática, Hidrotermal Principal e Hidrotermal Tardimagmática.

Como resultado de los eventos geológicos mencionados anteriormente se distinguen en sentido vertical tres zonas típicas de mineralización que son:

- 1) Sobrecarga de estéril: ubicada en la parte superior del yacimiento y está constituida por diferentes tipos de minerales oxidados (los óxidos de cobre son considerados estéril, sólo se tratan sulfuros en El Teniente), los cuales se encuentran diseminados debido a los procesos de alteración a que fueron sometidos. Su importancia radica en los efectos negativos para el proceso de explotación, tal como dilución de las reservas extraíbles y su posterior efecto en los procesos metalúrgicos.
- 2) Zona de mineralización secundaria: se encuentra bajo la sobrecarga y corresponde a la zona más rica del yacimiento en cuanto a ley in situ (1,8% de Cu promedio). La roca en esta zona es poco competente, se fragmenta fácilmente con una granulometría fina lo que permite la utilización del método de explotación Block-Caving con extracción manual y traspaso gravitacional sin mayores problemas.
- 3) Zona de mineralización primaria: ubicada bajo la mena secundaria, y la principal diferencia con esta última es la disminución dramática de las leyes (alrededor de un 50%) y la gran dureza de la roca. La granulometría gruesa, producto del hundimiento, requiere la mecanización del proceso extractivo para hacerlo rentable, dando origen al método de explotación por Block-Caving con extracción mecanizada (LHD). La mayor concentración de esfuerzos en esta zona ha llevado a un aumento de los costos de

extracción en comparación con los de la mena secundaria. Su extensión en profundidad está abierta y lo reconocido actualmente alcanza los mil metros bajo el nivel inferior de la mina (Teniente 8), estimándose que contiene una de las reservas de cobre más grandes del mundo.

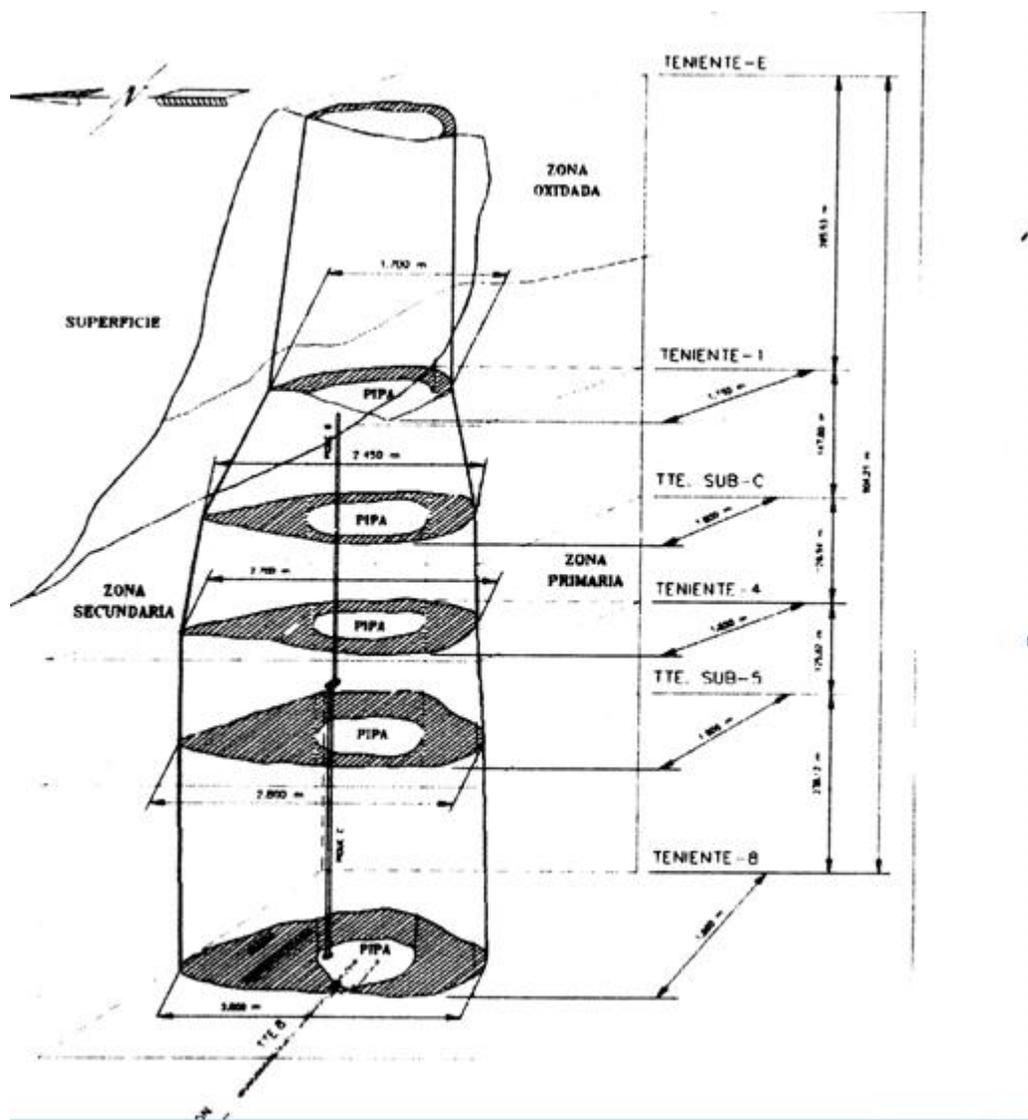


Fig. 2.3

Forma del yacimiento desde superficie hasta el Nivel Teniente 8

2.4 MINERALIZACION

El yacimiento de El Teniente corresponde a un pórfido cuprífero. La mineralización es diseminada, se distribuye verticalmente de acuerdo a las zonas de enriquecimiento secundario y primario. La mineralización primaria o hipógena principal consiste en calcopirita, molibdenita y bornita, acompañada de minerales de ganga como anhidrita, sílice, biotita, piritita, etc., que en conjunto conforman una mena resistente y compacta con fracturas selladas por anhidrita principalmente.

La andesita es la roca huésped más importante, el 80 % de la mineralización se aloja en ella. La dacita se ubica en la parte norte del yacimiento y forma parte de la mineralización más importante de la mina. Con posterioridad a la mineralización primaria, el yacimiento experimentó un fuerte enriquecimiento secundario que duplicó la ley de cobre; se formó calcosina, la anhidrita de las vetillas y la roca fue lixiviada, transformándose la mena primaria, que era resistente y compacta, en una mena más blanda y fracturada (mena secundaria). Por otra parte, se formó una zona de óxidos de distribución y extensión restringida. Además, existe una variabilidad horizontal de las leyes, las que disminuyen al alejarse de la pipa.

Resumiendo, se observan cuatro zonas de mineralización bien definidas:

- Recubrimiento lixiviado.
- Zona mixta de óxidos y sulfuros.
- Zona de sulfuros primarios.
- Zona de sulfuros secundarios.

2.5 INFRAESTRUCTURA GENERAL

El cuerpo mineralizado tiene una forma cónica que posee una extensión reconocida de 1800 metros de profundidad desde la superficie. La Figura N° 2.4 muestra esquemáticamente la mina El Teniente.

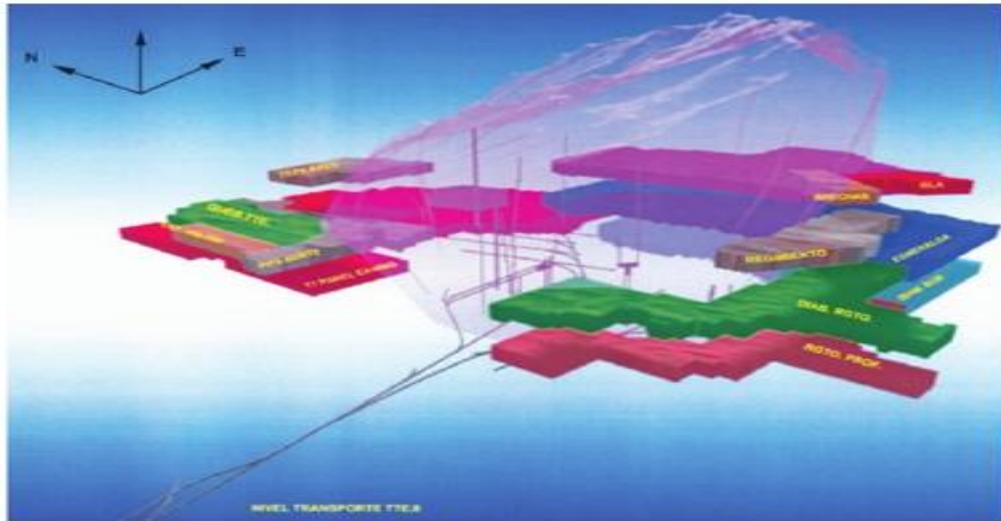


Fig 2.4
Niveles actuales de El Teniente

La “Pipa” o Brecha Braden presenta buenas condiciones de estabilidad. Por lo tanto, dada su posición y diámetro, en ella se emplaza toda la infraestructura principal como son oficinas, salas de compresores, talleres de mantención y reparación, salas de chancado, piques de acceso y servicios.

Para el normal funcionamiento de la faena se requieren además otros suministros que se indican a continuación:

- a) **Energía eléctrica:** la mina se alimenta desde la sub-estación Colina ubicada en el campamento Sewell. Dos cables de alimentación de 12 MVA cada uno entran por el Nivel Teniente-5. Un tercer cable de alimentación de 12 MVA entra por el Pique Sewell, vía Teniente-8 hasta la subestación de Teniente-6.

- b) **Aire comprimido:** el aire comprimido que utiliza la mina proviene de dos estaciones generadoras principales. Una de las estaciones está ubicada en el Nivel Teniente 1, a una altura de 2282 msnm y se le denomina Estación Mina Sur. La segunda estación (Estación Cuevas) se ubica cerca del pique 1 en el Nivel Teniente 5, a una altura de 2.597 m. El caudal disponible de la Estación Cuevas y la Estación Mina Sur es de 6.336 y 1.722 (lt/seg) respectivamente.
- c) **Ventilación:** el sistema general de ventilación de la mina El Teniente está compuesto de varios sistemas independientes, que atienden las áreas de producción y acarreo. Para la distribución y el retorno de aire se utilizan labores y/o subniveles, habilitados exclusivamente para estos fines. La inyección y extracción de aire desde y hacia la superficie se realiza mediante Adit's de grandes dimensiones. Actualmente son 19 los ventiladores principales instalados de los cuales 16 están operando (6 como inyectores y 10 como extractores), y en conjunto mueven un caudal aproximado de 1.510 m³/seg (3.200.000 cfm) para una producción de 100.000 tpd. Para la distribución de aire y reforzamiento del sistema se utilizan 180 ventiladores auxiliares de menor tamaño. La potencia total instalada asciende a 7.890 KW.
- d) **Chancador:** a partir del mes de agosto de 1982 se encuentra en operación el chancador interior mina ubicado en el Nivel Teniente-6. Su función es reducir de tamaño el mineral primario proveniente del Teniente-4 Sur LHD, y parte del mineral proveniente del sector Teniente-1 Retram. El chancador existente es del tipo giratorio Kobe Steel de 54"x742", con una descarga de 8" y una capacidad de tratamiento aproximado de 5.200 t/hr.

2.6 PROCESO PRODUCTIVO

En la División se obtienen cuatro productos comerciales: cobre blíster, cobre refinado a fuego (R.A.F), cobre electrolítico y concentrado de molibdenita. Los tres primeros difieren en cuanto a calidad y forma, las que se adecuan a especificaciones técnicas y comerciales establecidas por contratos entre Codelco y los clientes externos.

En la figura N° 2.5 se muestra un esquema del proceso de chancado y molienda exterior mina.

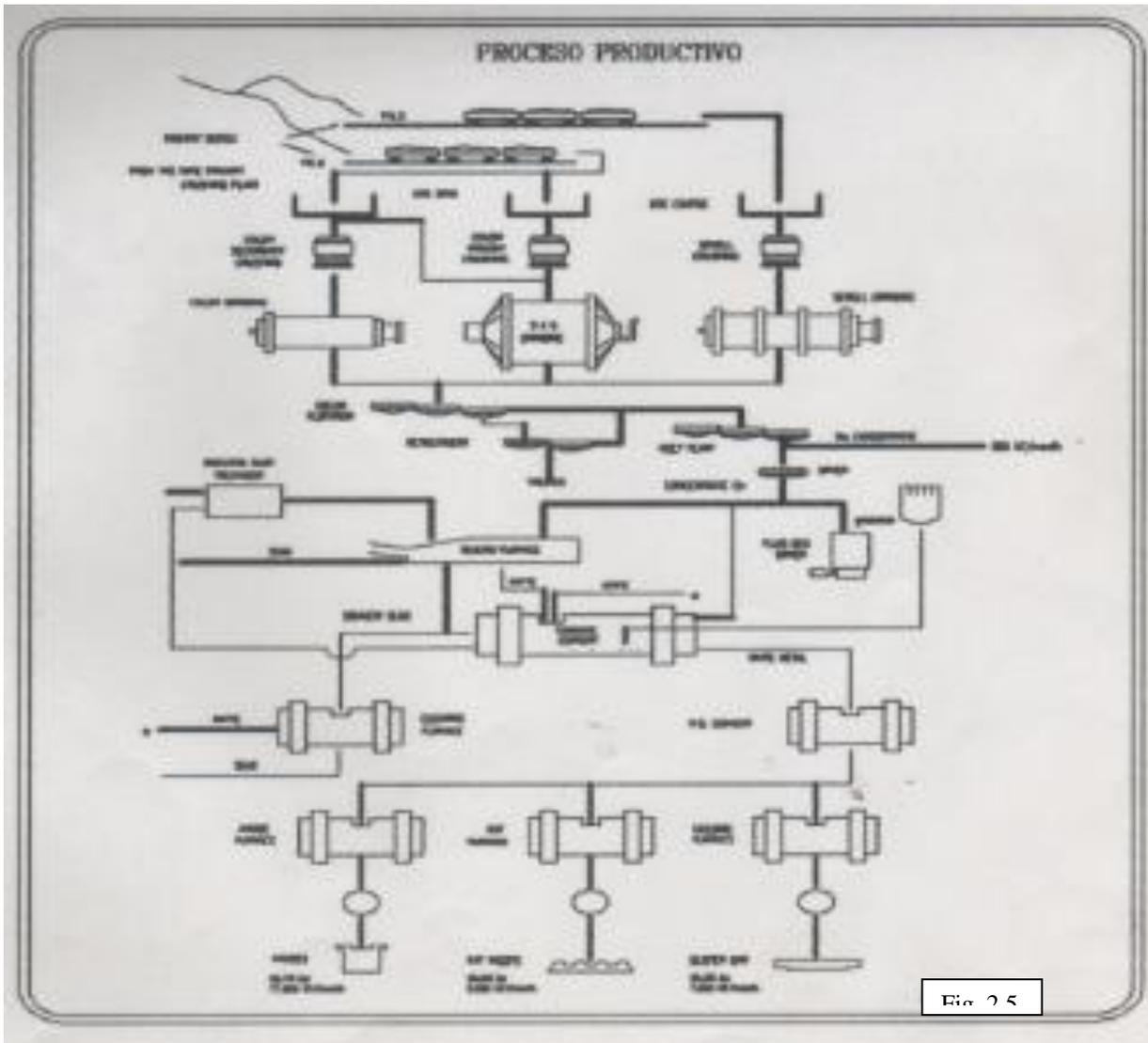


Fig. 2.5

Esquema de proceso productivo de El Teniente

En consideración a que se trata de sulfuros de cobre, el proceso metalúrgico que sigue a la extracción es la concentración del mineral por flotación, que se indica en la siguiente figura:

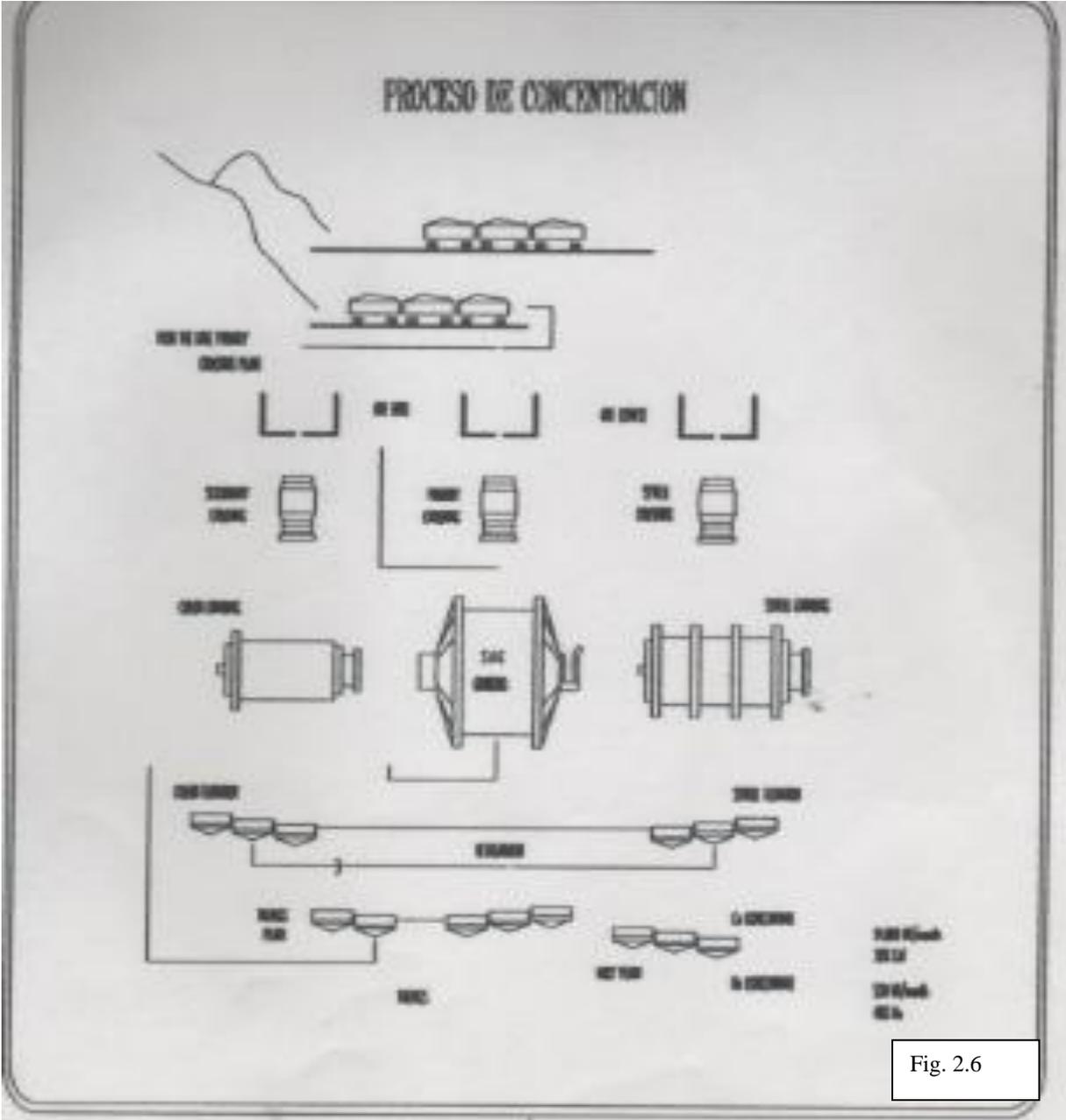


Fig. 2.6

Fig. 2.6
Esquema de proceso concentración de El Teniente (Parte de Planta Colón)

Luego del proceso de concentración se realiza la etapa de fundición y refino a fuego en Caletones, cuyo esquema se muestra en la siguiente figura:

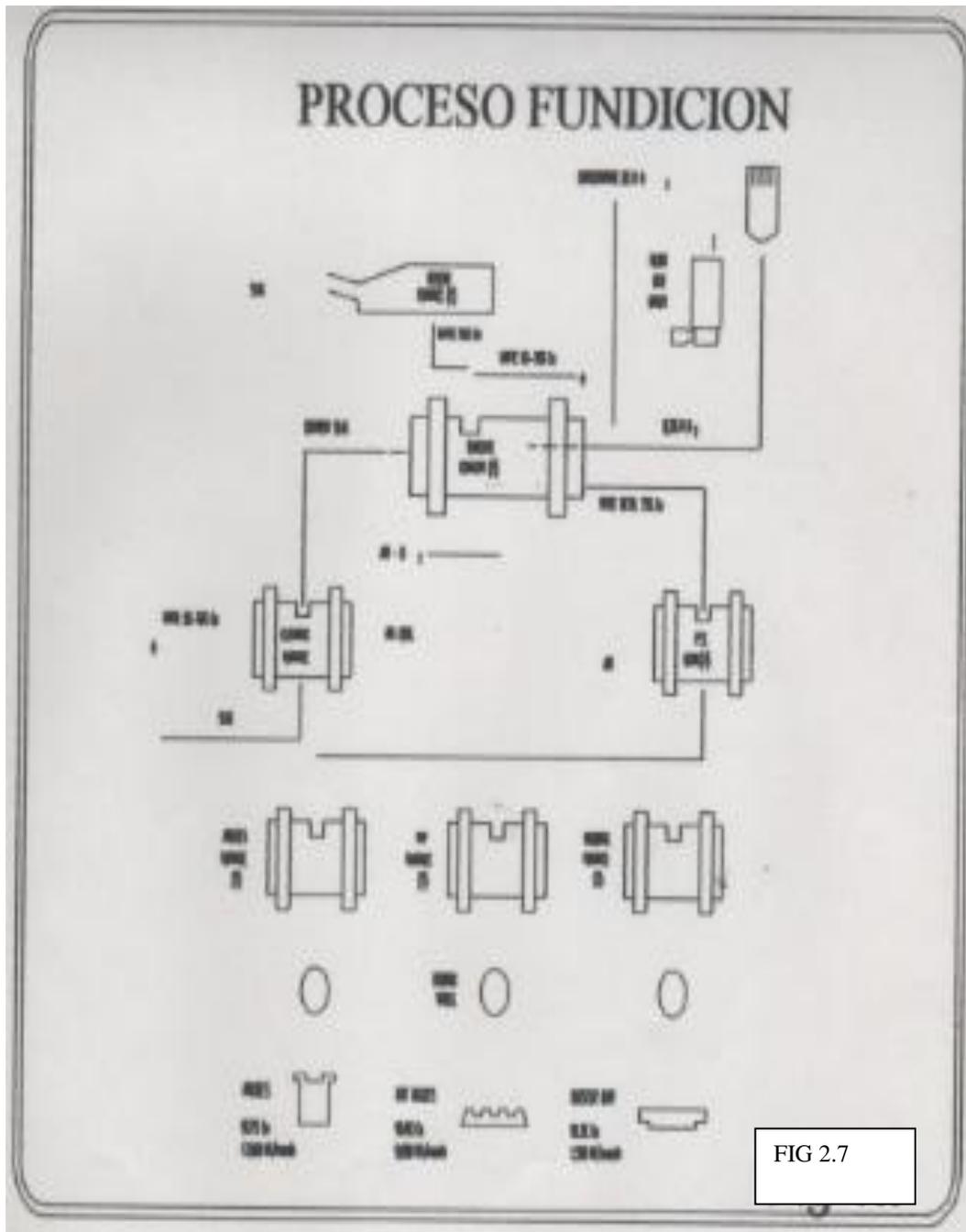


Fig. 2.7
Esquema de proceso fundición de El Teniente

La División tiene instalaciones de reducción mecánica de la mena de cobre tanto en la mina como en Sewell y Colón. El proceso de concentración se realiza en Colón y Sewell. Los productos obtenidos en esta etapa del proceso son concentrado de molibdenita de calidad comercial y concentrado de cobre que requiere procesamiento adicional, el que se realiza en la Fundición de Caletones.

En Caletones el concentrado de cobre es sometido a procesos pirometalúrgicos y de moldeo que permiten alcanzar las especificaciones comerciales de los productos cobre blíster y cobre refinado a fuego. Adicionalmente, la División produce una pequeña cantidad de cobre electrolítico a partir del tratamiento de soluciones de cobre provenientes de la mina.

Todos los productos comerciales son embarcados preferentemente en el puerto de San Antonio hacia los centros de consumo: EEUU, Europa, Asia, etc.

2.7 MODELO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL

El yacimiento El Teniente se encuentra emplazado en su totalidad en una compleja zona de "fallas de rumbo" de características distritales. Esta zona está conformada por dos sistemas de fallas conjugados de orientación N60°E y N50°E ambos con inclinación subvertical (Fig.2.8).

Ambos sistemas están constituidos por fallas de rumbo, es decir fallas en las cuales por lo menos el último movimiento relativo ocurrió principalmente paralelo al rumbo de ella, strike-slip fault (Bates and Jackson 1987). El ordenamiento de estas fallas, a la escala de la mina, se caracteriza por presentar zonas de mayor frecuencia, ser paralelas, tener espesores entre 20 m y 400 m e identificadas por nombres locales.

Estos sistemas de fallas, según datos de terreno, estuvieron presentes y activos antes de la formación del yacimiento. Esto evidencia que estos sistemas de fallas fueron determinantes en la génesis del yacimiento y que el emplazamiento de la Chimenea Braden fue definido, en gran medida, por la existencia previa de ellos.



FIG. 2.8
Plano en planta con Fallas Principales

3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

3.1 GENERALIDADES

En la mina El Teniente el método de explotación está relacionado directamente con los tipos de rocas presentes en el yacimiento.

Es así como en los sectores emplazados en roca con mineralización secundaria se emplea el método de Block-Caving con extracción manual, debido a que dicha roca posee una alta frecuencia de fracturas selladas débilmente por efecto del proceso de enriquecimiento secundario al que fue sometido el yacimiento en su génesis. Se quiebra a un tamaño mediano a fino, obteniéndose una alta productividad en el proceso de extracción.

En los sectores emplazados en mena primaria, la evidencia práctica demostró que el diseño tradicional del Block-Caving con extracción manual no era aplicable dado que este tipo de roca se hunde generando grandes colpas. Esto condujo al diseño de un nuevo sistema de extracción para la zona primaria del yacimiento, el cual que introdujo el concepto de mecanización tanto en el diseño de las unidades de explotación como en las etapas de extracción, traspaso, carguío y chancado en interior mina.

Por esto es posible concluir que la aparición de la roca primaria a medida que fue profundizándose la explotación del yacimiento, introduce un nuevo método de explotación en la mina (Panel-Caving con extracción mecanizada).

3.2 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN ACTUALES.

3.2.1 Block-Caving con extracción manual

Este método de explotación es aplicable a yacimientos masivos de cobre u otro mineral, cuya característica básica es el empleo de la fuerza gravitacional en el proceso de hundimiento o caving, que permite obtener en los puntos de extracción (buitras) un producto de granulometría fina sin la utilización de explosivos, y por consiguiente realizar una extracción manual del material (buitreros). Asimismo, la gravedad es también utilizada para el traspaso del mineral desde el Nivel de Producción al Nivel de Transporte, donde es cargado generalmente en carros de ferrocarril.

La roca debe cumplir con el requisito de que se hunda espontáneamente, es decir que se desplome sólo por el efecto de la dinámica interna del flujo gravitacional, de tal manera que llegue a los puntos de extracción o chimeneas recolectoras de mineral con un

tamaño tal que pase por las parrillas de clasificación, sin que sea necesario invertir mucho esfuerzo en reducirlas de tamaño.

La explotación de un determinado volumen de reservas de mineral se realiza dividiendo este en bloques, cuyo tamaño puede ser variable. No obstante, las dimensiones de un Block típico podrían ser 90 a 120 m de largo por 60 a 75 m de ancho y 180 a 220 m de altura.

Para extraer las reservas contenidas en este conjunto de bloques a unidades productivas se deben desarrollar diferentes niveles, algunos de los cuales quedan contenidos al interior de ellos y otros fuera del volumen a extraer (Ver Fig. 3.1).

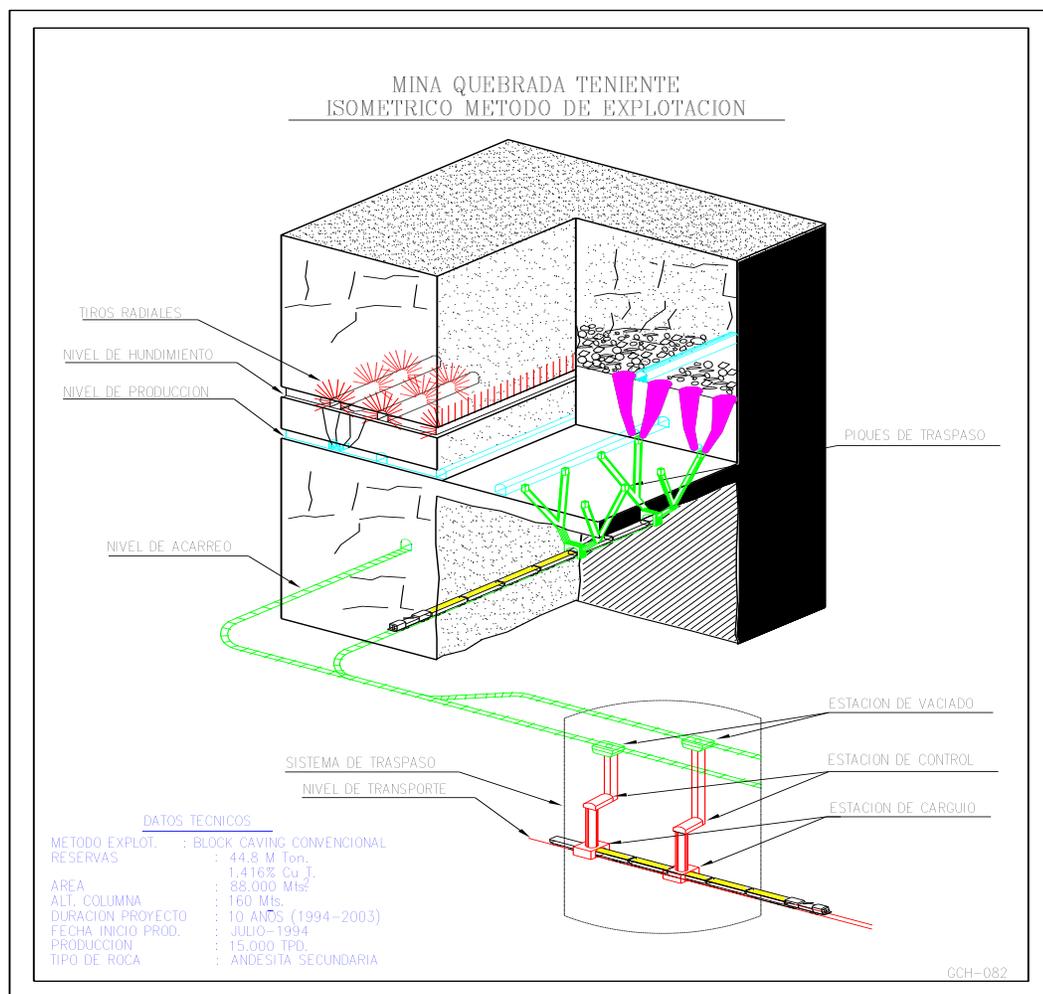


Fig. 3.1
Isométrico método explotación Block Caving extracción manual

A continuación se identifican los diferentes niveles requeridos para la explotación de un block.

Nivel de producción: este nivel es el que permite la extracción del mineral hundido. Consiste en un conjunto de galerías paralelas entre sí (drifts), que se conectan al nivel de hundimiento por medio de chimeneas inclinadas que tienen forma de embudo. Se construyen dos chimeneas inclinadas por *buitra* (punto de extracción). En la base de estas chimeneas se instala una compuerta para controlar la extracción. El mineral producido por el hundimiento es recolectado por estos embudos, donde el operador abre la compuerta (*buitra*) y hace correr el mineral a través de una parrilla hacia el pique de traspaso. La parrilla permite controlar el tamaño máximo de alimentación que aceptan los equipos de chancado. El acceso se hace por medio de labores perpendiculares a los drifts llamados Cruzados de Acceso.

Nivel de hundimiento: este nivel se ubica generalmente a 8 ó 10 m sobre el nivel de producción y consiste en una serie de galerías paralelas entre sí ubicadas en el mismo eje de las galerías del nivel de producción. Las galerías de hundimiento se conectan entre sí por una labor perpendicular ubicada a un costado del block que sirve de acceso al nivel. Su objetivo es permitir la socavación de la base de los bloques a hundir, la cual es realizada mediante la perforación de tiros radiales los que alcanzan una altura variable

Subnivel de ventilación: la ventilación del nivel de producción y del nivel de hundimiento se realiza mediante el desarrollo de un subnivel de ventilación ubicado 12 m bajo el nivel de producción. El aire fresco sube por chimeneas de ventilación, luego recorre los distintos bloques, para posteriormente bajar el aire viciado por otra chimenea a un cruzado del subnivel y luego sacado a superficie.

Nivel de traspaso y control: este nivel se requiere desarrollar cuando la distancia entre el nivel de producción y el de transporte es demasiado grande. Son labores que acceden a los piques por donde escurre el mineral y su objetivo principal es controlar el mineral que fluye hacia el nivel de transporte. Otra función es el mantenimiento de los piques de traspaso.

Nivel de transporte: la función de este nivel es transportar el mineral hacia el concentrador colón por el Nivel Teniente 8 o hacia el concentrador sewell por el Nivel Teniente 5. En estos niveles se ubican buzones de carguío para evacuar el mineral de los piques de traspaso a los carros metaleros.

3.2.2 Panel-Caving

La disminución paulatina de las reservas de mineral secundario significó que ya en 1970 se adoptaran ciertas acciones tendientes a la explotación de mineral primario. Esta situación condujo a que en 1973 se hundiera un block de 4 millones de toneladas de reservas en mena primaria, manteniéndose con ligeras variaciones el diseño tradicional.

Los resultados obtenidos permitieron dimensionar la magnitud del problema de extracción de la mena primaria. El tamaño de las colpas producto del hundimiento significó una considerable caída de la productividad, equivalente sólo a un 10% de la lograda en la mena secundaria.

A lo anterior se agrega una infraestructura no adecuada para manejar colpas sobre 13,5", tamaño que se controla en las parrillas del nivel de producción.

Del análisis de los resultados obtenidos se concluyó que para la explotación de las áreas con mineralización primaria había que modificar el diseño minero incorporando los siguientes criterios:

- Nivel de producción que permita el manejo de colpas de granulometría gruesa mediante equipo LHD.
- Disponer de un nivel de reducción de tamaño para el material que es extraído y vaciado por el equipo LHD.
- Construcción de piques con diámetro adecuado para el traspaso de mineral.
- Instalación de un chancador interior mina para la reducción de las colpas.

Esto condujo al diseño de un Block-Caving con extracción y traspaso mecanizado (LHD) (Fig. 3.2), reemplazando además el concepto de bloques por una unidad básica de producción de menor tamaño (panel), que corresponde al conjunto de puntos de extracción con acceso a un punto de vaciado. El hundimiento de nuevas áreas es realizado en forma continua (Panel Caving) a diferencia de la forma discreta por bloques del método convencional.

BLOCK TÍPICO LHD

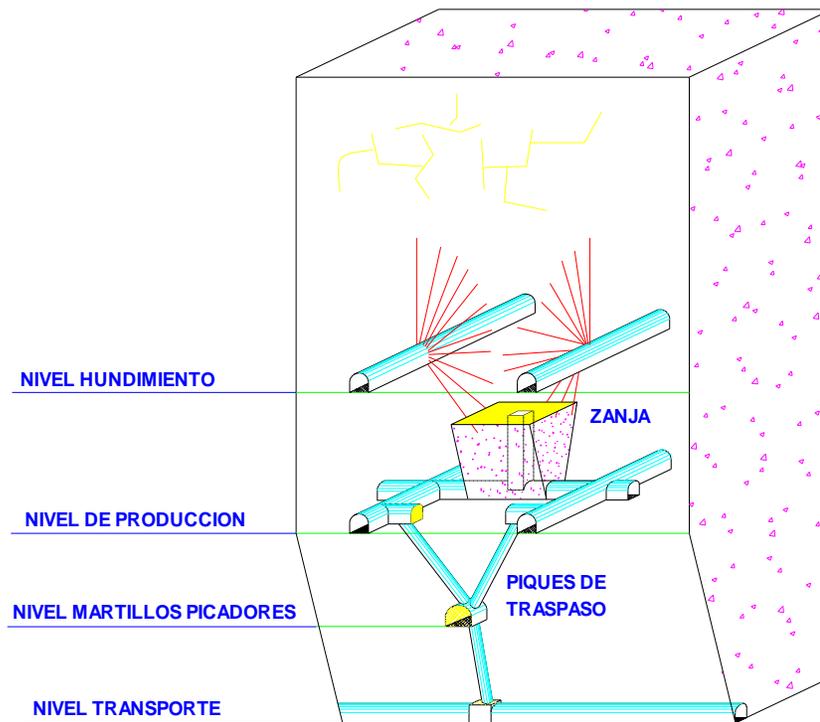


Fig. 3.2

Isométrico Block Caving con extracción y traspaso mecanizado

Los niveles principales son:

Nivel de producción: su función es la extracción del mineral. Consiste en una serie de galerías paralelas y separadas entre sí cada 30 m. Estas galerías se denominan “calles” y sirven como vía de tráfico para los equipos LHD. Las calles son interceptadas por estocadas de carguío en un ángulo de 60° que permiten al equipo LHD entrar con facilidad y rapidez al punto de extracción. Siguiendo la dirección de las estocadas de carguío se construyen las zanjaz recolectoras de mineral (punto de extracción) de 15 m de largo, 12 de ancho en su parte superior y 12 m de altura. Las secciones de las labores es variable entre 3,6 x 3,6 m a 4 x 3,6 m. Esta disposición geométrica configura una malla de extracción de 225 m². (Fig. 3.3).

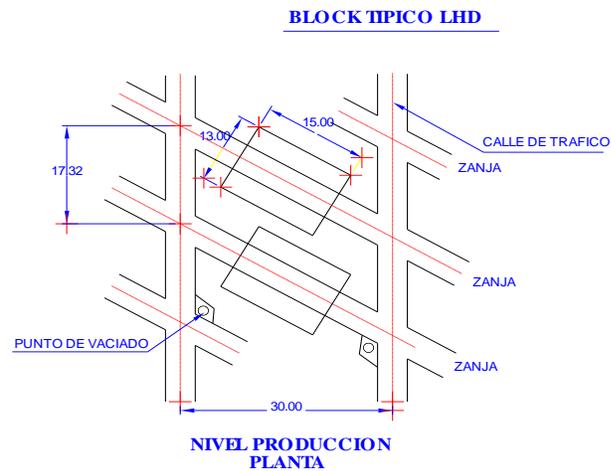


Fig. 3.3

Planta nivel producción Block Caving LHD

Nivel de hundimiento: se ubica 18 m sobre el Nivel de Producción con labores de 3,6 x 3,6 m paralelas entre sí y con su eje coincidente con las del Nivel de Producción. Desde éstas se lleva a cabo la socavación del panel mediante perforación y tronadura con tiros largos.

Subnivel de ventilación: similar al método convencional.

Nivel de reducción: en este nivel se realiza la reducción de tamaño de las colpas que son extraídas y transportadas a los puntos de vaciado por los equipos LHD. Esta reducción se efectúa en cámaras de picado, donde operan martillos picadores estacionarios o semi-móviles.

Nivel de transporte: Para este nivel son válidas las consideraciones mencionadas en el caso del sistema convencional, diferenciándose sólo en las dimensiones de las galerías de transporte. Es necesario aumentar la sección para permitir la construcción de buzones que manejen colpas de gran tamaño.

Subnivel de separación o slot: con el objeto de crear la cara libre para iniciar el proceso de hundimiento de un sector virgen, es necesario realizar chimeneas de compensación, cruzados en el Nivel de Hundimiento e incluso un nivel de separación con objeto de perforar tiros verticales de 6,5" de diámetro, los que al ser detonados dan origen a la primera cara libre para las tronaduras normales en el Nivel de Hundimiento. El nivel se ubica por sobre el Nivel de Hundimiento.

3.2.3 Front Caving

La aplicación de este método de explotación surgió en El Teniente por la necesidad de cumplir con una cierta producción planificada, que fue afectada por los problemas de colapso y cierre de áreas productivas.

El método se aplica para la recuperación de columnas de mineral ubicadas entre bloques ya explotados. Hace uso de infraestructura existente, se utilizan sectores abandonados que cuentan con los accesos necesarios y bastante desarrollo, condiciones que favorecen tanto el aspecto económico como el operacional: plazo de puesta en marcha, producción a corto plazo, inversión inicial, etc.

El método consiste en perforar y tronar tiros largos dispuestos en abanico a partir de galerías que a su vez sirve como Nivel de Producción por donde se extrae el material quebrado por la tronadura. El mineral es extraído por medio de equipo LHD y es vaciado a un pique de traspaso. El hundimiento de las galerías es en retroceso como en un Sub-Level Caving.

Resumiendo, el método de explotación consiste en sacar solamente el mineral tronado y continuar en retroceso hasta agotar el área. Más adelante se describe con mayor detalle el método.

3.3 CONCEPTOS GEOMECÁNICOS APLICADOS AL DISEÑO MINERO

El diseño minero no se agota en la etapa de ingeniería de un proyecto, por el contrario continua con el control de su aplicación real a lo largo de toda la vida del proyecto. Esto permite validar estimaciones y supuestos asumidos en su desarrollo, estableciendo regulaciones o ajustes para una gestión exitosa. De lo anterior se deduce que las aplicaciones prácticas de la geomécanica se pueden encontrar en cada fase del desarrollo de un proyecto, como también en los problemas cotidianos que un operador observa en terreno.

Los criterios geotécnicos han tenido significativa importancia en los siguientes aspectos:

- Determinación del layout general de la explotación al recomendar el número máximo de frentes de hundimiento por nivel.
- Determinación de la secuencia de extracción al recomendar la orientación de los frentes de hundimiento.
- Determinación del grado y tipo de mecanización al recomendar la geometría (orientación y forma) y tamaño de galerías.

No menos importante es el resultado de los controles geotécnicos permanentes que se realizan, los cuales permiten ajustes a la fortificación empleada, fijar los parámetros de planificación en relación a los desarrollos del Nivel de Producción, y determinar las velocidades máximas de incorporación de áreas nuevas que pueden ser alcanzadas en roca primaria.

3.3.1 Aspectos relativos al frente de hundimiento

a) *Convergencia de frentes de hundimiento*: una convergencia de frentes de hundimiento es una condición no deseada en minas con problemas de estabilidad. En una explotación por Panel Caving los esfuerzos son transferidos al pilar formado entre ambos frentes, ocasionando concentración de esfuerzos en áreas de roca incompetente o rock-burst en zonas de alta rigidez y altos esfuerzos in-situ (Figura N^o 3.4).

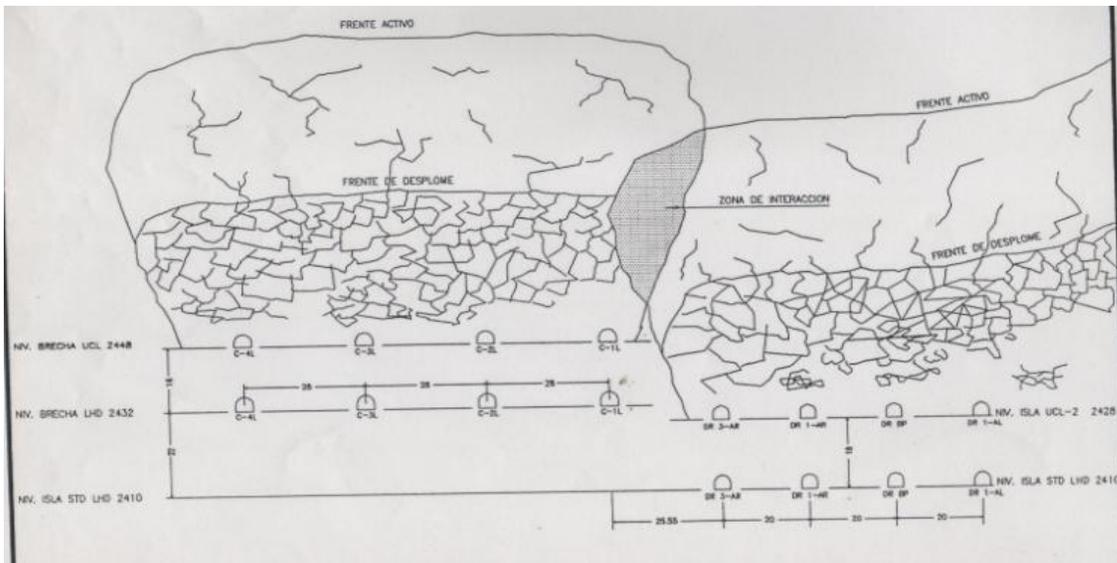


Fig. 3.4

Perfil mostrando Convergencia de frentes de hundimiento

b) *Orientación del frente de hundimiento*: la existencia de discontinuidades estructurales y zonas de contactos pueden afectar bruscamente la estabilidad de ciertas áreas. La experiencia y análisis teóricos reconocen que un frente de hundimiento orientado perpendicularmente a las estructuras principales, reduce la concentración de presiones entre la estructura y el área hundida.

En el caso de El Teniente, la Formación Braden o “pipa” aparece como una unidad litológica que tiene influencia en la distribución de esfuerzos en áreas adyacentes; un frente que avance hacia esta estructura creará una concentración de esfuerzos debido a los siguientes factores:

- 1) Como la roca primaria es más rígida que la “pipa”, los esfuerzos se concentrarán en el material más rígido.
- 2) Como el pilar entre el área en explotación y la “pipa” decrece en tamaño, este pierde capacidad resistiva (Figura Nª 3.5).

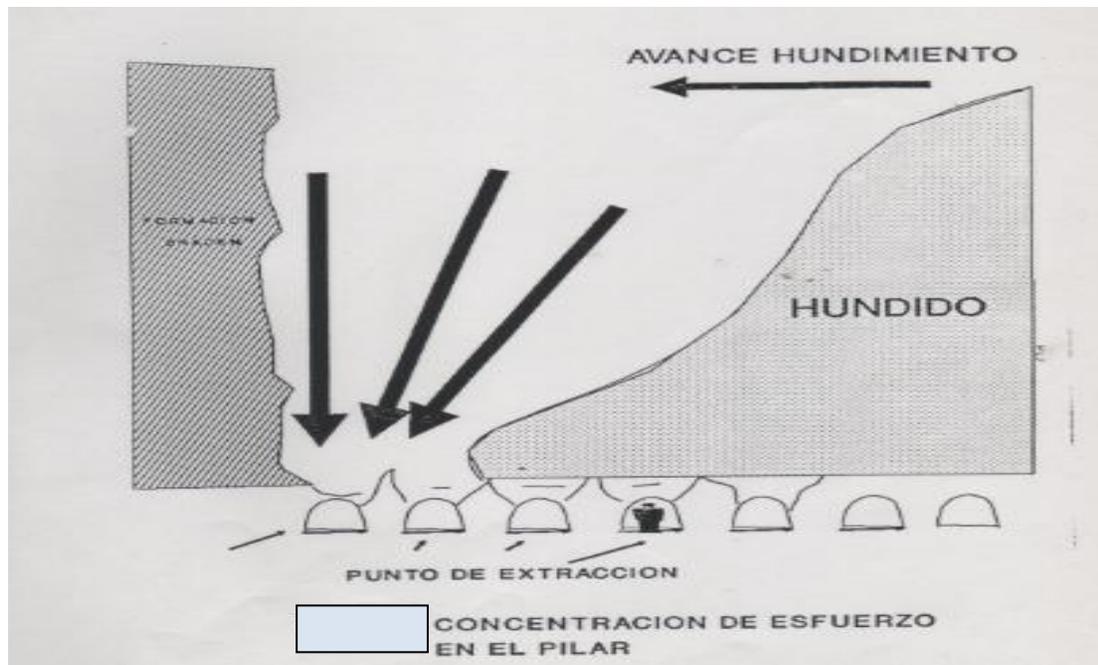


Fig. 3.5
Perfil mostrando concentración esfuerzo sobre pilar

c) Iniciación del hundimiento: otros factores que ayudan al hundimiento en roca primaria son:

- Altos esfuerzos tectónicos regionales.
- Concentración de esfuerzos localizados cerca del área de explotación.
- Sistemas de fracturas ortogonales bien desarrolladas que generan planos de menor resistencia, a lo largo de los cuales la roca quiebra.

3.3.2 Subsistencia

Este fenómeno se produce por desplazamiento de las masas rocosas emplazadas en la parte superior de la columna en explotación, generando en los niveles superiores manifestaciones de inestabilidad. En este fenómeno se distinguen dos etapas secuenciales.

- a) Fracturamiento: se caracteriza por la aparición de grietas, levantamiento de piso, desplazamientos de fallas preexistentes, sobre excavación fuerte, escurrimiento de agua, etc.
- b) Desplome: corresponde a la etapa posterior al fracturamiento y en ella ocurre el colapso paulatino o violento de la excavación.

De acuerdo a lo anteriormente señalado, el límite del área de influencia del sector hundido hacia los niveles superiores define dos ángulos con respecto a la horizontal, uno de fracturamiento y otro de desplome. El valor de estos ángulos es particular para cada sector de la mina, ya que dependen de la geometría, su forma, tamaño, profundidad, etc. Para el caso de mina El Teniente se ha estimado el ángulo de fracturamiento y ángulo de desplome en 50° y 60° respectivamente, en base a observaciones e instrumentación (Figura N° 3.6).

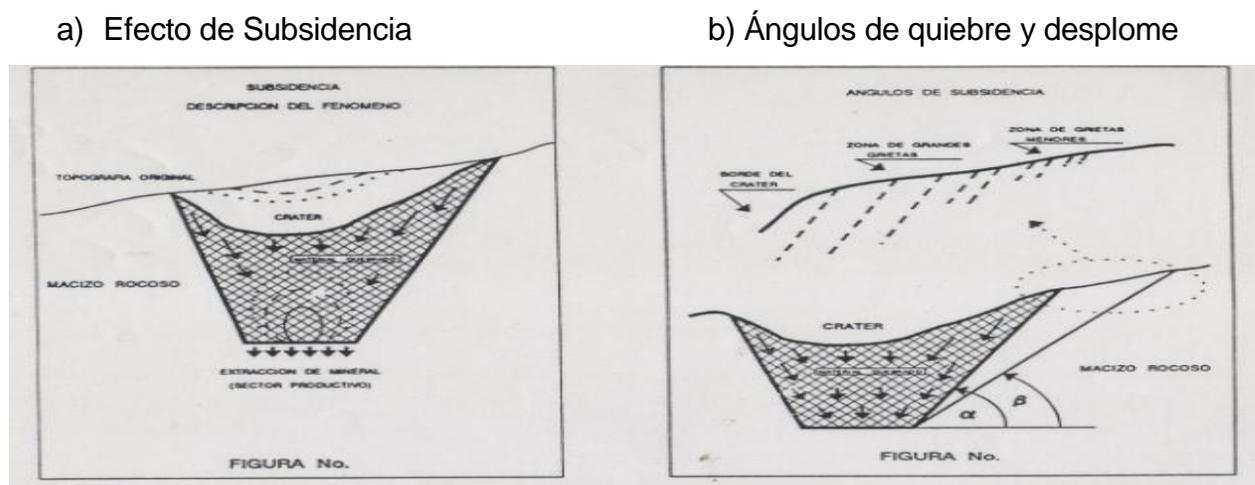


Fig. 3.6

Perfiles del fenómeno de subsistencia

3.3.3 Estallido de rocas

Un macizo rocoso que se encuentra sometido a un estado de esfuerzos cualquiera almacena cierta cantidad de "energía de deformación". Esta energía de deformación varía significativamente, dependiendo de la proximidad al área hundida. Cuando esta concentración de presiones sobrepasa un cierto límite la roca no es capaz de almacenar tanta energía de deformación y el estado de equilibrio del sistema se rompe y el exceso de energía se libera generando en casos extremos rock-burst.

3.3.4 Control de estabilidad de excavaciones

Los métodos de control que se utilizan para analizar la estabilidad de las galerías pueden ser clasificados en analíticos, prácticos y empíricos.

- a) Métodos analíticos: utilizan el análisis de esfuerzos y deformaciones alrededor de la galería. Ellos incluyen técnicas tales como métodos numéricos, simulaciones análogas y modelamiento físico.
- b) Métodos prácticos: se atienden a los resultados del monitoreo de los movimientos subterráneos durante el proceso de excavación, para detectar la inestabilidad y así analizar la interacción terreno-soporte.
- c) Métodos empíricos: estos son usados en túneles y obras ingenieriles y están basados en el análisis de magnitud de los daños, localización, correlación con el tipo de soporte instalado, geología estructural presente, etc.

3.3.5 Sísmica.

La técnica microsísmica es una buena herramienta para evaluar o estimar la estabilidad de las estructuras mineras. Se basa en el uso de equipos geofísicos que detectan y localizan los ruidos de rocas de niveles audibles y sub-audibles, permitiendo precisar áreas que presentan inestabilidad.

Lo anterior en El Teniente se realiza mediante un equipo microsísmico que consiste en 32 geófonos distribuidos en un volumen de 50 millones de metros cúbicos de roca primaria, que transmiten los ruidos microsísmicos a una unidad central. La unidad central procesa la información y determina donde se produce el ruido mediante el output de las coordenadas cartesianas (x,y,z) para cada evento, junto al nivel de energía y la duración.

4 PRINCIPIOS DEL MÉTODO FRONT-CAVING

4.1 CONSIDERACIONES GENERALES

Este método de explotación fue utilizado en la mina el Teniente para la recuperación de pilares mineralizados de zonas ya explotadas o abandonadas por motivos operacionales. Se trata de una solución de contingencia con el propósito de reemplazar en parte la producción del nivel Teniente Sub 6, afectado por el fenómeno de “Rock Burst”.

Esta situación llevó a plantear un estudio de la factibilidad de recuperar reservas de sectores abandonados, que cuentan con los accesos necesarios y bastante desarrollo en general. Resumiendo, una infraestructura que se adapte a la situación descrita.

El método de explotación Front Caving es una variante del Sublevel Caving, de modo que el comportamiento del flujo gravitacional y por consiguiente el diseño del método se basa en los mismos principios.

El método de explotación Front Caving, tal como se aplicó en El teniente, presenta las siguientes diferencias con el Sublevel Caving tradicional. :

- Mayor separación vertical entre subniveles.
- Menor espaciamiento horizontal entre galerías de un mismo subnivel.
- Menor desarrollo para igual volumen a explotar.
- Mayor diámetro de perforación.
- Mayor longitud de los tiros de arranque.

El método es aplicable en roca competente. Es flexible, esto quiere decir que puede ser aplicado a cuerpos irregulares, anchos o angostos.

Su principal problema es la dilución, lo que exige un mayor control del soporte en la frente, una buena práctica de perforación y tronadura; además de buena organización de los supervisores de primera línea para un control estricto de la extracción. También existen problemas con la desviación y el carguío de los tiros, el tamaño de las colpas y la creación de puentes (colgaduras).

La orientación de los frentes de explotación sigue una cierta conducta de acuerdo a los dominios estructurales existentes, de preferencia orientados perpendicularmente a la dirección de las estructuras principales y zonas de contacto. Además, se debe tener la precaución de llevar un frente parejo para no activar estructuras en galerías vecinas.

Los resultados de estudios de simulación y pruebas a escala real indican que los principios de la mecánica de escurrimiento o flujo gravitacional son los mismos en Front Caving y Sublevel Caving. Incluso los resultados teóricos muestran mejores índices en cuanto a recuperación del mineral, porcentaje de extracción y menor dilución con el Front Caving. En términos de índices de diseño el Front Caving presenta las siguientes ventajas:

- Menos intensivo en desarrollo por tonelada de mineral extraído.
- Menos intensivo en perforación por tonelada extraída.

En su aplicación en El Teniente este método de explotación consiste en extraer solamente el mineral tronado a partir de una sola galería y continuar en retroceso hasta agotar el área de influencia de la galería.

4.2 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO

El método aplicado en El Teniente trata de extraer el volumen mineralizado a partir de un conjunto de galerías emplazadas en un nivel base y continuar en retroceso hasta agotar el área. Por lo tanto, conceptualmente el método se define como la extracción de una columna mineralizada a partir de un solo nivel, no se aplica el concepto de subniveles. La siguiente figura describe esquemáticamente el método Front Caving en El Teniente (elevación y perfil, Figura 4.1).

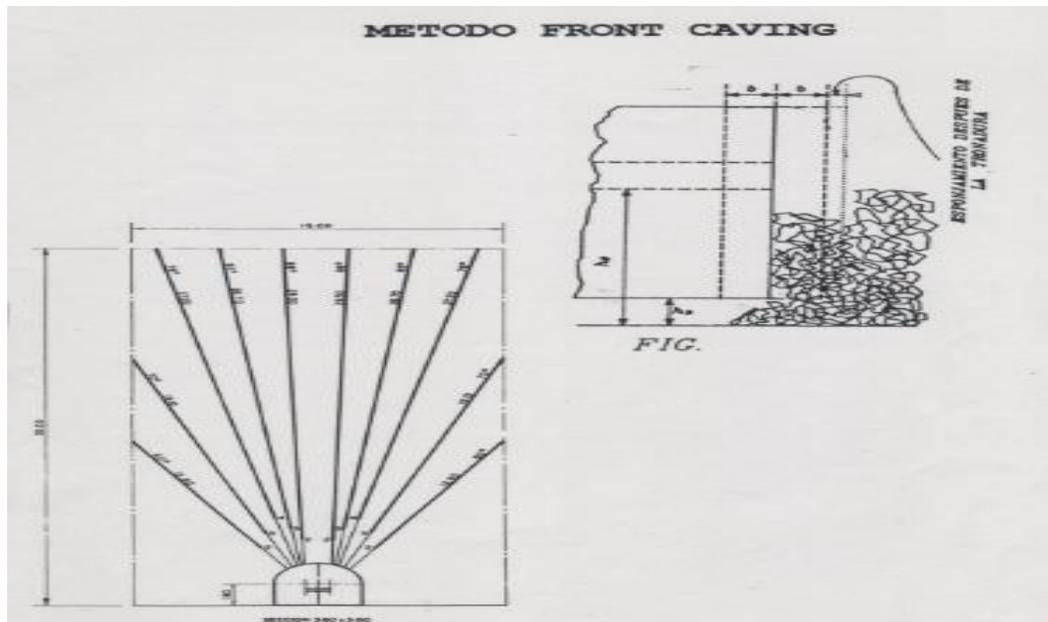


Fig. 4.1

Elevación y perfil método Front Caving

En la figura siguiente se muestra la planta de un sector Front Caving, donde se observan las galerías (en El Teniente se les denomina cruzados) con sus respectivas *paradas*(*) que van dando origen al frente de hundimiento a medida que se arranca el mineral.

En El Teniente los sectores explotados por Front Caving son pequeños en relación a los sectores tradicionales de Panel Caving. Sus dimensiones dependen de la infraestructura existente en los sectores abandonados, que comúnmente son pilares o pilares mineralizadas entre los niveles de producción y ventilación de un sector ya explotado. Las dimensiones de los sectores no son homogéneas. La altura de la columna mineralizada es de 29 m aproximadamente. El área basal depende de las labores preexistentes; por ejemplo del número de galerías disponibles para habilitarlas como galerías de producción (Fig. 4.2).

* Conjunto de tiros dispuestos en abanico que permiten fragmentar el mineral.

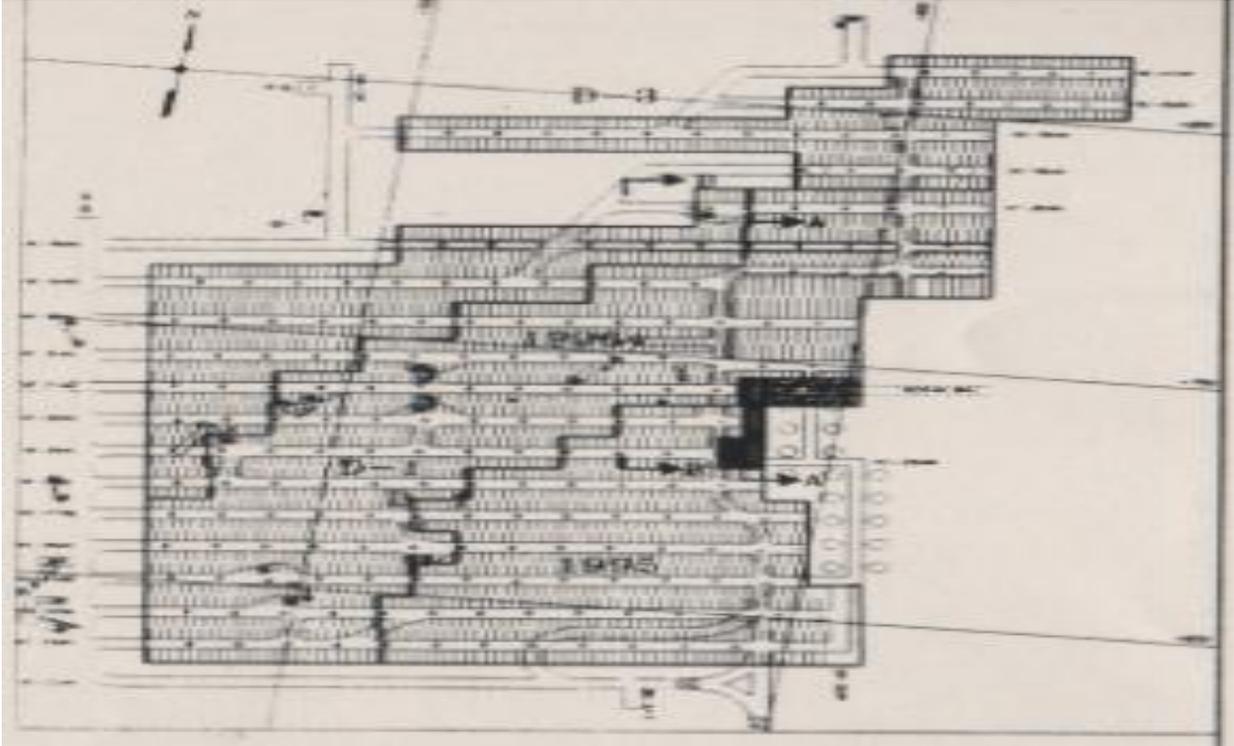


Fig. 4.2

Plano en planta. Área colapsada de aplicación del Front Caving

4.3 GALERÍAS DE PRODUCCIÓN

Las condiciones de terreno definen en gran medida las galerías de producción. Generalmente las galerías ya están desarrolladas, entonces solamente se diseña la perforación y se definen aspectos de fortificación según las condiciones geomecánicas y geotécnicas de la zona en cuestión. Las dimensiones típicas de las galerías usadas son de 3,6 x 3,6 metros o 3,6 x 4,0 metros, separadas cada 9 metros una de otra.

El concepto de Front Caving postula una mayor separación horizontal y vertical entre las galerías con respecto al Sublevel Caving, y por consiguiente un mayor ancho de pilar y menor desarrollo en relación al área a explotar. En El Teniente se debe considerar que todos los sectores Front Caving están concebidos para una extracción a partir de un solo nivel, por lo tanto la distancia entre subniveles no existe.

La geometría vertical del frente de hundimiento es importante para la estabilidad de las galerías.

En caso de más niveles lo aconsejable es llevar el nivel superior adelantado al menos unos 15 metros con respecto al nivel inferior. Este valor se determina de acuerdo al ángulo de subsidencia observado en otras labores o zonas ya explotadas. Tiene el objetivo de evitar de esta forma el desplazamiento de las masas rocosas en la parte superior del pilar en explotación.

4.4 OPERACIONES DEL MÉTODO

La característica principal de este método es el alto costo de las operaciones de perforación y tronadura, y su bajo costo de preparación con respecto a los otros métodos utilizados en El Teniente.

La premisa principal del diseño en El Teniente es aprovechar al máximo las labores existentes, por lo tanto el tiempo de implementación o preparación es menor. Se realizan sólo algunos desarrollos menores y se reacondicionan otros para entrar en producción, resultando así un costo de preparación bajo.

4.4.1 Perforación

Se utilizan jumbos radiales electrohidráulicos (Fig. 4.4) que efectúan una perforación en abanico con un diámetro de 2,5". La longitud de los tiros varía entre los 10 m y 30 m según el diseño de los abanicos (Fig. 4.3). Cada abanico de perforación corresponde a una parada, las cuales están espaciadas normalmente cada 2 m (burden).

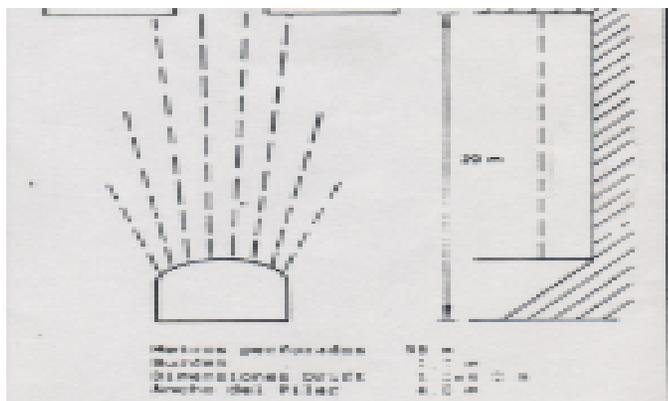


Fig. 4.3

Vista Diseño de abanicos Front Caving

Algunos índices típicos son los siguientes:

- Nº tiros por parada : 10
- Burden : 2 m
- Diámetro de perforación : 2,5"
- Barrenado por parada : 224,2 m
- Dist. entre tiros al fondo : 2,5 m



Fig. 4.4

Perforación de tiros por medio de jumbo

4.4.2 Tronadura

La tecnología actual permite un alto grado de mecanización para el carguío de los tiros largos de gran diámetro (abanicos), minimizando así los riesgos asociados a la tronadura. El explosivo utilizado es ANFO o emulsiones cuando hay presencia de agua. Para la iniciación se utilizan de APD-300.

Algunos índices de consumo de explosivos y accesorios típicos para la tronadura de una parada o abanico de 10 tiros son los siguientes:

- Anfo : 407 Kg
- Det. No Eléctrico : 10 unidades
- Tronex-2 2"x8" : 30 unidades
- APD-300 : 20 unidades
- E-CORD 5 : 46 m
- Guía : 2 unidades
- Termalita : 0,3 m

4.4.3 Extracción

La extracción se realiza por medio de equipos LHD con capacidad de 6 yd³ (Fig. 4.5) que vacía a piques de traspaso. El punto de extracción no es fijo, se desplaza a medida que se queman paradas de la galería (frente de hundimiento).



Fig. 4.5

Extracción de mineral por medio de LHD

4.4.4 Soporte en las frentes (Fortificación)

El soporte en la frente es un factor crítico en el funcionamiento del Front Caving, dado que las actividades de perforación y tronadura son realizadas ahí mismo. Si la frente es estable y con pocas fracturas la recuperación será total y la dilución se minimiza.

Se debe utilizar una fortificación adecuada para su corta vida, comúnmente pernos en toda la galería de producción (Fig. 4.6) y perno-malla en las cercanías del punto de extracción. También se utilizan marcos de madera para pasar zonas con piques antiguos.



Fig. 4.6

Proceso de fortificación en galería de producción

4.4.5 Ventilación

Se utiliza ventilación auxiliar (ventiladores de 54 HP), la cual se determina en relación a los caudales requeridos por las unidades de equipos diesel (frentes ciegas). En el acceso al área en producción es necesario instalar una puerta con un ventilador de 60 HP, de donde parten los ductos de ventilación (0,5 m de diámetro) hasta el frente de producción.

4.4.6 Drenaje

El agua presente proviene de la perforación y también de agua de superficie (deshielos) o napas subterráneas. Para su evacuación se barrenan tiros en localizaciones específicas hacia los niveles inferiores. Se utilizan canaletas a los costados de las galerías de producción para mantener una carpeta de rodado limpia y facilitar el tráfico de los equipos LHD.

4.4.7 Control de la dilución

En el Front Caving el mineral in situ está rodeado por dos caras de material estéril (techo y costado). Cuando se extrae mineral en las galerías de producción se produce también escurrimiento del estéril. Este flujo se conoce como flujo gravitacional de material grueso.

Los principales factores que inciden en el comportamiento de la dilución y del buen éxito de la extracción o tiraje, son los siguientes:

- Espaciamiento entre abanicos (Burden).
- Relación entre la granulometría del mineral tronado y la del material estéril hundido
- Prácticas operacionales durante la extracción.
- Secuencia de explotación.
- Estabilidad de las galerías.
- Manejo de colgaduras.
- Inclinación del frente de escurrimiento.
- Espaciamiento horizontal entre galerías de producción.
- Ancho y forma de las galerías de producción.

Los factores mencionados anteriormente inciden en la aparición prematura de la dilución en el punto de extracción. Como la dilución es poco predecible a nivel de punto de extracción, su control tiene gran importancia y se debe tener la capacidad de actuar con alto dinamismo dada la corta vida de cada punto de extracción. Es necesario muestrear los puntos de extracción en forma más seguida en relación al tonelaje extraído.

5 EVALUACIÓN TÉCNICA DE RECUPERACIÓN DE PILARES EN MINA “EL TENIENTE”

Los sectores a evaluar son aquellos que han sido explotados por el método denominado Front Caving o Hundimiento Frontal; en este caso, nos referimos a:

- Sector Dacita.
- Sector T1 Retram.
- Sector Extensión Sub4 y Sector K.

No había antecedentes de valores esperados

El trabajo consiste en realizar una Post Evaluación de los mencionados sectores. La visualización en un post-análisis del diseño y operación del área en cuestión, permitirá detectar problemas y manejar información y/o antecedentes para concadenar esta experiencia en el futuro para un criterio de diseño distinto y mejorado.

5.1 FACTORES A CONSIDERAR

Esta evaluación analiza los factores técnicos en lo que dice relación con el diseño minero y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

Diseño minero

- Políticas de tiraje
- Capacidad de extracción
- Secuencia de hundimiento
- Avance del frente
- Dilución
- Perforación y tronadura
- Sobreextracción

Otro aspecto importante en relación a este análisis es la estimación de reservas.

Propiedades geomecánicas

- Subsistencia
- Estabilidad de las excavaciones
- Sísmica
- Condición de los esfuerzos
- Fortificación

5.2 POLÍTICAS DE TIRAJE

En relación a las prácticas de tiraje aplicadas en el método por Front Caving, lo primero es definir un rango de tonelaje factible de extraer en el día de acuerdo a las condiciones de cada punto de extracción, lo que determina el área potencialmente programable o disponible. Para tales efectos, se consideran tres criterios que son: velocidad de extracción, regularidad y programa mensual.

a) Velocidad de extracción: corresponde a la capacidad productiva de un punto considerando solamente el promedio de las últimas 7 extracciones. Se expresa en $\text{ton/día} \times \text{m}^2$ en relación al área de influencia del punto (Fig. 5.1)

$$V_{pto} = \frac{\text{Ton}}{\text{Area influencia}} \left[\text{ton} / \text{día} \times \text{m}^2 \right]$$

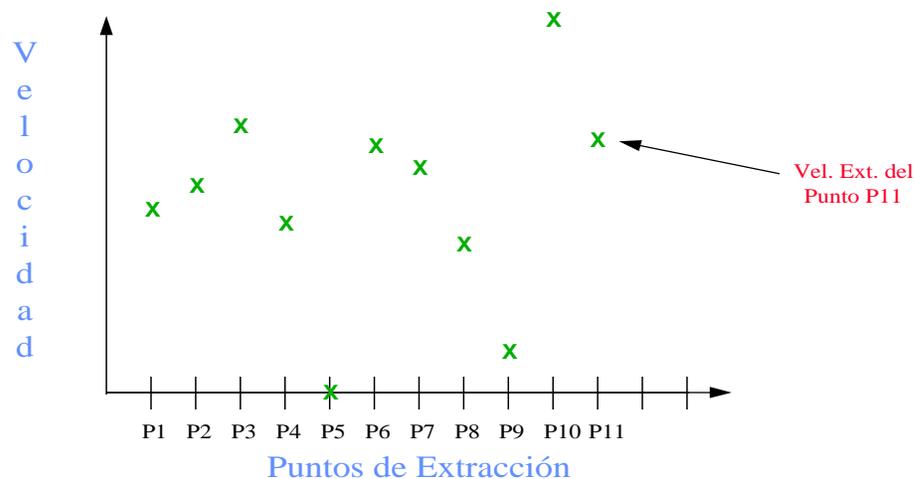


Fig. 5.1
Velocidad de extracción por puntos de extracción

Una vez obtenida la velocidad para el punto, se define un rango de tonelaje máximo y mínimo, en base a valores extremos de la velocidad de extracción. Las velocidades extremas ($V_{m\acute{a}x}$ y $V_{m\acute{i}n}$) se obtienen aumentando y reduciendo la velocidad del punto aplicando un factor definido previamente por planificación (k_{vel}) y que es propio de cada sector productivo (Fig. 5.2).

$$V_{m\acute{a}x} = V \times \left(1 + \frac{k_{vel}}{100}\right)$$

$$V_{m\acute{i}n} = V \times \left(1 - \frac{k_{vel}}{100}\right)$$

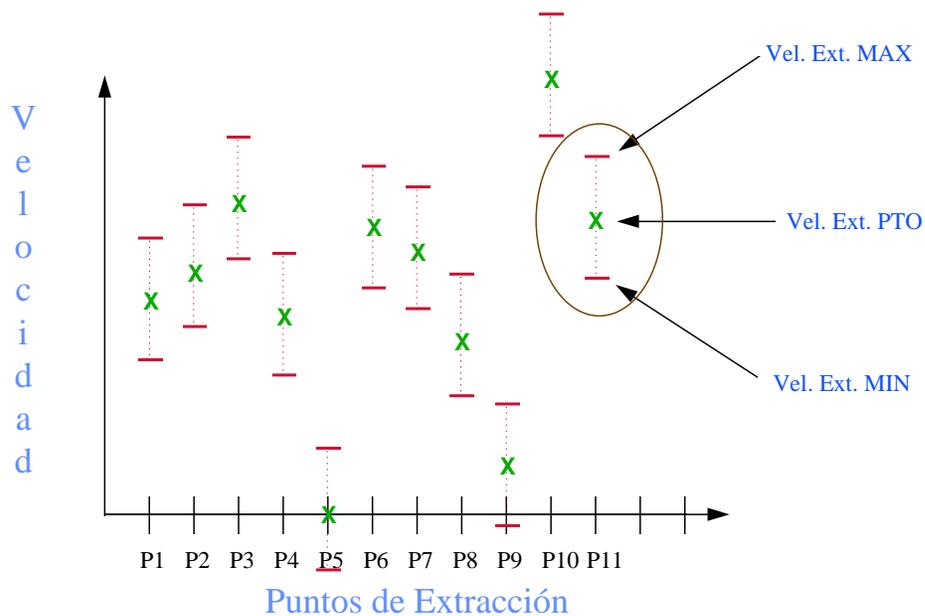


Fig. 5.2

Rango de velocidad de extracción por punto de extracción

En caso que un punto no tuviese extracción durante ese período (velocidad = 0) o bien tuviese una sobre extracción (velocidad muy alta), se define una banda de velocidad (ver figura 5.3).

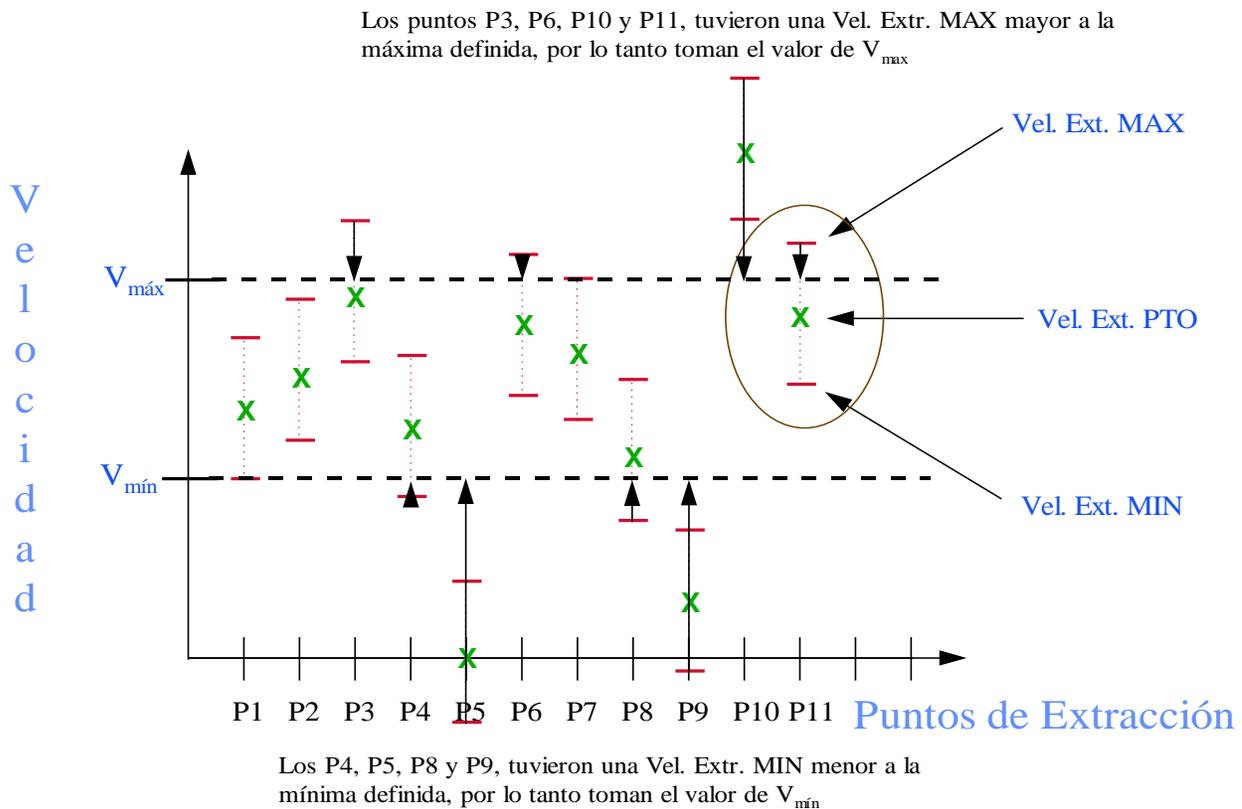


Fig. 5.3

Definición V_{\max} y V_{\min} por punto extracción

Finalmente, se estima un rango de tonelaje posible de extraer, de acuerdo a las velocidades obtenidas anteriormente por punto utilizando la siguiente fórmula (figura 5.4):

$$Ton = Vel \times Area$$

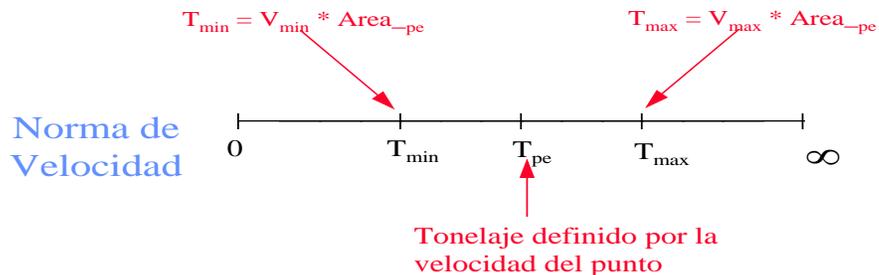


Fig. 5.4

Rango de tonelaje posible de extraer por punto de extracción

Esta velocidad efectiva del punto de extracción permite asignarle una productividad, que normalmente está determinada por la granulometría y humedad presente en cada punto. En la posterior asignación del tonelaje, la planificación tiende a regular las velocidades extremas.

b) Regularidad: Es la cantidad límite de turnos que un punto puede estar sin extracción. Si un punto sobrepasa los 9 turnos sin movimiento, automáticamente esta norma exige programarle un tonelaje mínimo (figura 5.5).

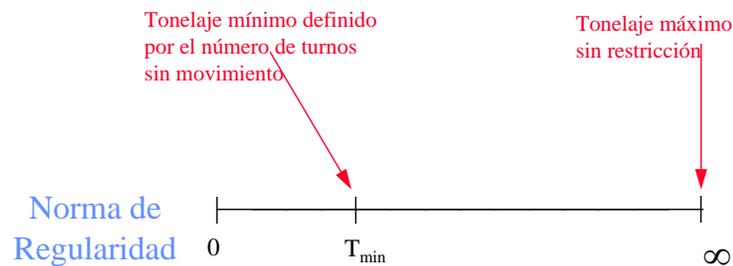


Fig. 5.5

Tonelaje mínimo de extracción por punto de extracción

Nota: El número de turnos que un punto puede estar sin extracción es 9.

c) **Programa mensual:** Es el tonelaje que se debe extraer desde un punto de extracción, en los días restantes del mes, para cumplir el programa mensual. A este tonelaje se suma y resta un tonelaje definido por el programador (criterio de programación referido a la diferencia entre tonelaje mínimo definido por el criterio de regularidad y el tonelaje definido por la norma mensual) con el propósito de generar un rango de programación. En la siguiente figura (figura 5.6) se muestra lo explicado.

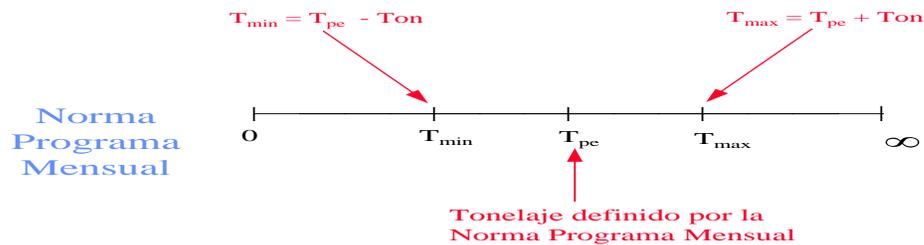


Fig. 5.6

Rango de producción mensual para un punto de extracción

Para cada punto de extracción disponible en el sector se calculan estos 3 rangos de tonelaje, y dependiendo de la prioridad definida para cada uno de ellos, se obtiene un único rango de tonelaje a programar. La siguiente figura muestra cómo se determina el tonelaje final en función de estos tres criterios (figura 5.7).

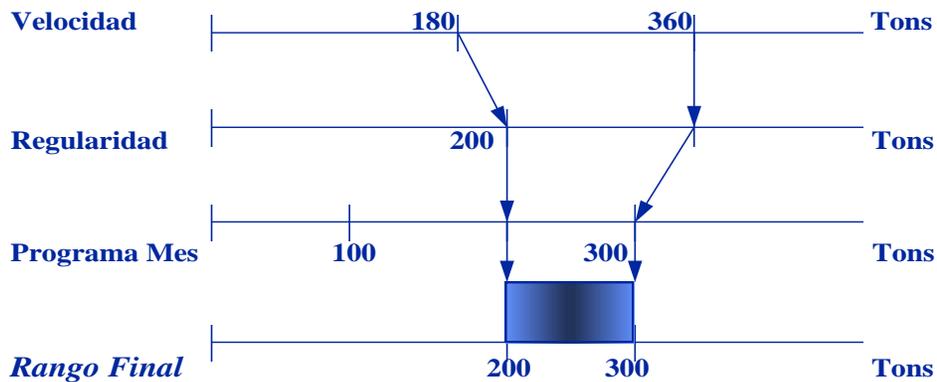


Fig. 5.7

Rango de tonelaje a programar por punto extracción (3 criterios)

Después de calcular el tonelaje a extraer, de acuerdo a la política de tiraje, se debe definir la programación de los puntos a extraer. En un Front Caving esto se refiere a las galerías donde se realizarán las tronaduras de producción (*paradas*).

- Transformar tonelaje programado a *paradas* programadas.
- Agrupar puntos por número de *paradas*.
- Ordenar grupos por número de *paradas*, en forma ascendente.
- Calcular diferencia entre el primer y el segundo elemento de la lista de grupos de *paradas*.
- Ponderar número de puntos pertenecientes al primer grupo por diferencia calculada.
- Calcular diferencia entre *paradas* programadas y ponderación anterior.
- Si diferencia anterior es positiva
- Disminuir *paradas* a *paradas* programadas y asignar como nuevas *paradas* programadas.
- Incorporar puntos del primer elemento de la lista de grupos en el segundo elemento y eliminar el primer elemento de la lista de grupos.
- Volver a iterar con algoritmo con *paradas* programadas.
- Si diferencia es negativa.
- Recorrer en forma secuencial primer grupo de puntos asignando *paradas* hasta completar *paradas programadas*.

Un ejemplo de cálculo se observa en el Anexo 7.

5.3 CAPACIDAD DE EXTRACCIÓN

El método por Front Caving se caracteriza por una extracción rápida, por ende su capacidad de extracción es muy superior en comparación a los demás métodos utilizados en El Teniente (ver Tabla 5.1).

Esta capacidad está referida a la rapidez con que se extraen las reservas de una determinada área, y se puede expresar en m/día o tms/m² de área hundida por turno ó tms/m² de área hundida por día.

Como ejemplo se citará la capacidad efectiva para los sectores Front Caving (T5 UCL Dacita, T Sub4 Dacita, T4 Sur Extensión) y sectores de Panel y Block Caving (Quebrada Teniente, T4 Sur Sector CD).

SECTORES	Velocidad. Real. Extracción. (TPD/m ²)
T5 UCL Dacita	8,82
T Sub4 Dacita	11,03
T4 Sur Extensión Sub 4	2,41*
Quebrada Teniente	0,50
T4 Sur Sector CD	0,36

*El sector extensión Sub 4, tiene un ritmo de producción bajo, siendo el motivo capacidad de producción

Tabla 5.1 Velocidad de extracción de sectores

A continuación se analiza la capacidad efectiva de cada sector por separado incorporando los siguientes criterios:

- La capacidad se calculará en base a la velocidad efectiva día a día de acuerdo a las áreas abiertas en producción. Esto por el motivo de saber lo que pasa en cada punto de extracción y no perder información del polvorazo (o el número de polvorazos) que está en producción.
- Se tomará una muestra representativa de cada sector (muestra base un mes) de acuerdo a condiciones de borde que se enumeran a continuación:
 - Zonas comunes.
 - Zonas cercanas a cruzados de cabecera, zona de piques, condiciones anormales.

Resumiendo, no se estima la velocidad efectiva de un punto tan solo subdividiéndolo en paradas (generalmente cinco) y tomando el promedio de extracción mensual, dado que este criterio induce a errores por el desconocimiento de lo que sucede en el lapso de tiempo estudiado por cierres momentáneos de extracción y/o cierres definitivos de puntos durante el periodo estudiado. De los resultados obtenidos en las tablas (**Anexo 1**) se concluye que la velocidad de extracción o capacidad de extracción del Front-Caving es muy superior a la del Block Caving, del orden de 10-20 TPD/M² en comparación con 0,3-0,5 TPD/M².

Los problemas puntuales de baja de velocidad en Front Caving se deben a condiciones de terreno, tales como las que se indican a continuación:

- Cercanía a cruzados de cabecera, conservación de pilares de seguridad por razones de subsidencia y problemas de protección de cruzados de tránsito.
- Zonas de piques, problemas de estabilidad, menor ritmo de extracción por una pérdida de reservas (recuperación de polvorazos no óptima); también se puede mencionar el abandono de puntos por seguridad.
- Zonas de inestabilidad, zonas de fallas como también cambio de litologías, generación de cuñas.

En general la velocidad de extracción disminuye notoriamente a 8-13 tpd/m² en condiciones anormales de estabilidad y con problemas operacionales, valores que debieran ser considerados en la planificación de corto y mediano plazo.

5.4 SECUENCIA DE HUNDIMIENTO

El avance del frente debe considerar ciertas condiciones generales que se identifican a continuación:

- El frente debe avanzar desde la roca más rígida hacia la menos rígida.
- El frente de hundimiento debe ir alejándose de áreas previamente hundidas.
- La orientación global debe ser lo más perpendicular posible a los sets principales de la zona de fallas.
- Considerar condiciones de borde: subsidencia y labores preexistentes.

La secuencia de hundimiento se planifica de acuerdo al número de paradas a quemar para cumplir con el tonelaje programado. A cada galería o punto de extracción se le asigna un número de paradas a quemar con la premisa de llevar un frente parejo para evitar interacción con puntos contiguos (activación de estructuras) y una posible entrada de dilución lateral.

Por lo anterior la información de muestreo debe ser un proceso rápido, confiable y oportuno, para lograr un resultado óptimo en el avance del frente.

Resumiendo, el avance óptimo depende de mantener un frente parejo de acuerdo a planificación y operación (condiciones de terreno).

La orientación y geometría del frente de hundimiento depende de factores tales como:

- Geomecánicos.
- Técnicos, propios del terreno.

En el “**Anexo 2**” (Secuencia de hundimiento por sectores) se analizará cada sector explotado por Front Caving en forma individual. El esquema de trabajo aplicado a cada sector en estudio es el siguiente:

- Antecedentes.
- Análisis.

Finalmente, se propone una secuencia de hundimiento considerando el escenario de la explotación y el efecto sobre el entorno del bloque a extraer y las instalaciones cercanas. El resultado de este análisis se resume en la siguiente recomendación:

- Frentes de hundimiento con un desfase no superior a dos paradas, llevando un desfase no mayor a 4 metros.
- No dejar frentes sin movimiento debido a tiempo de abandono de las operaciones como se observó en sectores productivos.
- Debe existir un buen control de los puntos de extracción, si se observa la presencia de estéril se debe abandonar el punto y avanzar con la secuencia programada por planificación.
- El control operacional por supervisores es decisivo en una buena operación en cuanto a entrada de dilución, estabilidad de labores y para lograr un buen resultado en programa de producción.
- Un frente parejo impedirá la activación de estructuras y conlleva una menor posibilidad de entrada de la dilución, dado que permita menor cantidad de cara libre en forma lateral en relación a cruzados vecinos.

- El frente debe ser planificado de acuerdo a consideraciones geomecánicas en cuanto a características del diseño minero (labores de acceso, geometría y malla de extracción, orientación de excavaciones), a condiciones Geológicos- Estructurales (tipo de roca, estructuras, infiltraciones de agua, discontinuidades y contactos geológicos) y a condiciones de borde (vecindad de zonas hundidas, labores preexistentes, concentración de esfuerzos, subsidencia).
- El programa mensual programado se cumplirá de acuerdo a una política de tiraje con un óptimo control operacional.

5.5 AVANCE DEL FRENTE

En el método de explotación por Front Caving la velocidad de avance en general es alta en comparación con el Panel Caving, ya que todo el material extraído es producto de la tronadura principalmente (ver Tabla 5.2).

Este método se basa en un avance que se traduce en un desplazamiento constante del frente en un corto tiempo.

Para medir esta variable se tomará como referencia la distancia avanzada en forma horizontal (*paradas*) de los distintos sectores de interés por día operacional (m/día /día). Se debe considerar una tasa menor de avance en ciertas zonas debido a efectos de estabilidad.

La memoria de cálculo se incluye en el “**Anexo 3**” (Cálculo de la Velocidad en Sectores Front Caving). En resumen los valores son:

Sector	Velocidad (m/ día)	Periodo
Extensión Sub 4	2,06	Junio 94- agosto 95
Dacita (ten 5)	1,30	Octubre 95- diciembre 95
Dacita (Sub 4)	1,68	Noviembre 95- diciembre 95

Tabla 5.2 Velocidad de avance sectores Front Caving

De la revisión de los distintos sectores se aprecia que el avance es más rápido por las siguientes razones:

- Estabilidad: en sectores con presencia de labores antiguas, las cuales favorecen un mayor riesgo de la extracción y una contaminación prematura de los distintos puntos de extracción, se tiende a un avance más rápido.
- Operación: el método es más inseguro en comparación a los otros métodos de hundimiento, dado que la extracción se realiza en contacto con el frente de avance del hundimiento. Se necesita un cuidado especial con las viseras por seguridad en el carguío, y también a lo largo del cruzado por la activación de estructuras que afectan la estabilidad de la galería.
- Dilución: Existe una dilución lateral y superior que debe ser bien controlada.

5.6 DILUCIÓN

Se define dilución como la intromisión de material estéril dentro de una masa mineralizada. Esta infiltración se produce cuando la masa mineralizada está en movimiento como consecuencia del proceso de extracción; es el fenómeno más negativo en los métodos de explotación por hundimiento.

Matemáticamente la dilución se define como:

$$D = E/(M + E) \times 100 \%$$

donde: E → peso del estéril infiltrado.

M → peso del mineral in situ.

D → dilución.

La mayor o menor dilución de un punto de extracción depende de:

- Superficie expuesta.
- Tamaño relativo de los fragmentos de mineral y estéril.
- La dilución es creciente con la altura de la columna extraíble.

La dilución está íntimamente relacionada con las prácticas de tiraje o la extracción propiamente tal. Existen varios modelos para estimar la dilución, específicamente el “punto de entrada de la dilución”, que se mencionan a continuación:

- Criterio de Laubcsher: plantea que el porcentaje de extracción al cual comienza la dilución, es función de la altura de la columna extraída, del esponjamiento, de la altura de zona de interacción, de la regularidad del tiraje y de la granulometría.
- Sistema gráfico: graficando el porcentaje de extracción versus la ley de un punto de extracción se generan dos curvas: una representa las leyes in situ y la otra las leyes de las muestras. En general, para porcentajes de extracción bajos ambas curvas son similares, pero cuando este porcentaje aumenta la curva de las muestras se sitúa por debajo de la curva de leyes in situ. El punto donde ocurre este desfase corresponde al “punto de entrada de dilución” (PE). Ver la siguiente figura 5.9.

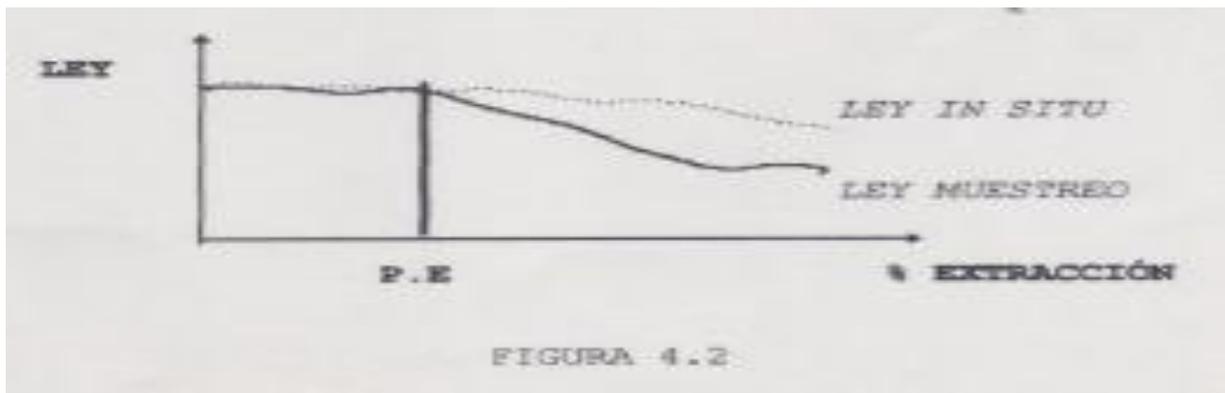


Fig. 5.9

Punto de entrada de dilución

- Observaciones de terreno: se realizan mediante controles que consisten en la observación y verificación del % de extracción de un punto donde aparecen los primeros indicios de material estéril.

Se obtuvo como resultado que el punto de entrada de la dilución (PE) es aproximadamente entre el 30 a 35 % de la extracción, teniendo en cuenta que en puntos aislados se llega a obtener un PE= 40%. Esto ejemplariza que la dilución se puede retardar hasta un 50% aprox. con un extracción óptima (no mayor al 200% en cada polvorazo).

En el sector T1 Retram existe una dilución positiva, por ende hay una sobreextracción debido al material diluyente positivo.

Con respecto de la dilución lateral, se pudo observar que ésta afecta en mayor medida cuando existe más área expuesta al material diluyente. Para aminorar este efecto se debe mantener un frente parejo y así evitar la aparición de la dilución en cruzados retrasados con respecto a sus adyacentes. En todo caso, la dilución lateral es manejable con un buen control operacional de la secuencia de hundimiento, teniendo en cuenta las características del método tales como baja altura de columna y rápida extracción.

Además, se debe intensificar el muestreo disminuyendo la frecuencia a cada 350 ton por muestra, atendiendo a observaciones de terreno que indican una contaminación prematura a partir de las 370 ton y una fuerte caída de la ley. Lo anterior permite recomendar las siguientes medidas:

- Cerrar puntos de extracción para continuar con polvorazos apenas se observe presencia de dilución, de tal forma de impedir el descenso total de esta y evitar la contaminación con estéril en el frente de extracción.
- Cuando la presencia de estéril es alta, quemar un polvorazo y extraer solo el esponjamiento con el propósito de crear una barrera de contención y evitar la dilución frontal del punto de extracción.

Por observaciones generales se estima que el sector T1 Retram posee una sobrecarga de ley superior o similar (diluyente) a la ley in situ, lo que permite recuperar reservas de mineral de sectores superiores abandonados. En otros sectores que ocupan el método por Front Caving, la ley de la sobrecarga es diluyente.

A continuación se presenta la tabla 5.3 resumen:

SECTOR	% CU DILUYENTE	Observaciones
Sector K	0,4	Por la ley de cierre (0,6-0,7) del sector superior T4 Sur LHD, pero en forma conservadora se toma el valor de 0,4
Tte. 1 Retram	0,7	T1 Extracción; se revisó la ley de abandono de puntos los cuales están del orden de 0,9-1,0 % de Cu, pero conservadoramente se aplica 0,7
Dacita	0,7	En Tte. Norte Standard la ley de cierre es de 0,9, pero de modo conservador se escoge 0,7
Extensión	0,4	Se aplico un criterio conservador disminuyendo el valor a 0,4

Tabla 5.3 Ley sobrecarga de sectores Front Caving

5.7 PERFORACIÓN Y TRONADURA

Esta operación es de suma importancia en el método, ya que de su eficiencia depende la recuperación de reservas.

La perforación utilizada es en abanico, que se realiza mediante un jumbo electro hidráulico perforando desde un nivel inferior hacia arriba con el fin de extraer el pilar mineralizado definido por planificación.

La tronadura es una variable muy importante para el éxito del método, ya que de ella dependerá el grado de fragmentación que se obtenga en el mineral. La granulometría debe ser óptima (de acuerdo abertura parrilla) para así evitar problemas operacionales, esto aumentará la productividad al tener menos tronadura secundaria y una utilización menor de los martillos picadores. Todo para una recuperación óptima de reservas.

Se realizó un análisis de cada sector Front Caving (se muestra en **Anexo 5**), llegando a las siguientes conclusiones.

1) Es necesario realizar abanicos especiales de perforación de acuerdo a las contingencias de terreno. Se debe tener en cuenta el tipo de explosivo de acuerdo a condiciones de terreno tales como:

- Presencia de agua (emulsiones, Power Gel)
- Roca más rígida (iremitas, más energéticas).

2) Un óptimo factor de carga para evitar formación de viseras, y número de “paradas” por tronadura no más de una.

3) En relación a zonas con presencia de piques antiguos, se debe tronar y extraer el esponjamiento para pasar esas zonas rápidamente y minimizar la dilución de las tronaduras siguientes en la galería.

4) Las diferencias entre mineral y estéril y el propósito de recuperar mineral sobre la altura tronada, determinan el ángulo del plano de tronadura, que puede fluctuar entre 100° y 80° con respecto a la horizontal.

- Un mayor ángulo (basculación hacia atrás) es favorable para un mineral más fino que el estéril.
- Un menor ángulo (basculación hacia adelante) es favorable para un mineral más grueso que el estéril.

Estos conceptos son importantes con respecto al control de la dilución. Lo primordial es un buen control de las operaciones de perforación y tronadura para recuperar reservas.

5.8 SOBREEXTRACCIÓN.

Como se observa en la tabla siguiente, en general el porcentaje de extracción de cada sector indica una sobre extracción a la fecha del 31 de Enero de 1996. Ver tabla 5.4.

SECTOR	TON EXTRAIBLE	TON EXTRAÍDO	EXTRACCIÓN (%)	OBSERVACIONES
T1 Retram	2.139.841	3330904	156	Finalizado
Sector K	1.317.417	1579227	120	Finalizado
Dacita Sub 4	1.086.414	1183476	108	En producción
Dacita Tte 5	1.690.898	1638845	97	En producción
Extensión	1.434.859	1375664	96	En producción

Tabla 5.4 Extracción por sectores Front Caving

Las extracciones menores al 100% son sectores que deben ir mejorando la recuperación en el transcurso del tiempo ya que han sufrido problemas puntuales, como en el caso de Dacita Ten 5, por la pérdida de puntos de extracción debido a la presencia de barro.

. En general se observa una sobre extracción, pero en zonas de piques antiguos se observa una baja recuperación de reservas. La alta sobre extracción en general se debe al contacto con sobrecarga con leyes muy altas (dilución positiva).

En la siguiente tabla 5.5 correspondiente al sector T1 Retram, se puede apreciar el problema de menor recuperación de reservas en algunos puntos de extracción y cruzados.

CRUZADO	EXTRAIBLE	EXTRAÍDO	EXTRACCIÓN(%)	OBSERVACIÓN
42 AS	161.130	427.850	266	
43 AS	99.863	296.613	297	
45 AS	161.861	97.985	61	Alta densidad de piques
46 AS	121.159	114.630	95	Alta densidad de piques
47 AS	101.174	230.086	227	
49 AS	100.734	149.811	149	
52 AS	237.091	231.348	98	Estabilidad y presencia de piques
54 AS	182.819	350.572	192	Estabilidad y forma de cruzados
56 AS	212.989	216.488	102	
59 AS	209.810	413.126	197	
62 AS	185.066	379.509	205	
64 AS	201.207	214.777	107	
66 AS	164.937	208.109	126	

Tabla 5.5 Extracción cruzados T1 Retram

En el **Sector K** se observan la misma presencia de piques antiguos en algunos cruzados (puntos de extracción), con la diferencia que los piques afectan más aún por su disposición diagonal a las paradas contribuyendo al corte de tiros y una recuperación muy baja.

5.9 ESTIMACIÓN DE RESERVAS

La estimación de reservas nos da a conocer el recurso básico en su aspecto cuantitativo. Las reservas extraíbles quedan definidas mediante un criterio de ley de corte, cuyo propósito económico es maximizar el beneficio neto. Se estima que la ley de corte es la mínima ley que permite pagar los costos involucrados incluyendo desde la preparación hasta la comercialización del producto.

Dada las características de la mina en El Teniente se aplican mallas de extracción diferentes y en algunos casos irregulares según los distintos sectores. Por consiguiente, los puntos de extracción pueden tener áreas de influencia diferentes.

Bajo este contexto hoy en día el Modelo de Bloques in-situ se realiza mediante Krigeage. Este es procesado en el software PC-MINE, que consiste en un archivo computacional donde se representa una malla tridimensional de bloques orientados según las coordenadas de la mina, cada una de los cuales constituye una Unidad Básica de Cubicación (UBC). Al archivo anterior se denomina modelo de bloques. Posteriormente, la información proveniente de geología es filtrada, siendo un input al área de planificación para la confección de los planes anuales y sexenales de producción que se basan en la simulación computacional mediante MINESCAPE.

Las UBC`s representan una fracción de volumen en el espacio, cuya dimensiones son 20*20*20 m, las cuales tienen información cuantificable en ley, densidad, tonelaje, tipo de roca y otras características.

5.9.1 Antecedentes de reservas geológicas in situ

Actualmente la información para estimar la ley in situ proviene en un 50% de datos de sondaje y un 50 % de muestreo en galerías. En esta última existe un sesgo sistemático por una sobre extracción de la muestra dando más peso al fino producto de un raspaje final. En general existe una sobrestimación de leyes in situ.

Con referencia al muestreo del mineral en la mina, la toma de la muestra no es 100% confiable; la tendencia es aumentar la ley al sacar mineral más fino (se concentra la ley de Cu en el fino).

Con respecto al proceso de obtención de la ley de Cu actualmente se utiliza el método de análisis químico de Refracción de Rayos X con características de menor precisión, pero más rápido y barato. Un análisis entrega correlaciones con sesgo sistemático respecto a la ley in situ, por esto se está innovando con un método más caro y lento, pero con una mejor calidad de resultado que la Absorción Atómica.

En general, al aumentar la cantidad de muestreo real en mina afectamos la varianza que es una medida de satisfacción de z^* ; $z^* + \sigma^2$ (siendo z^* la ley), pero no analiza el valor de la ley en sí, es decir, no elimina errores sistemáticos.

5.9.2 Evaluación de reservas en Front Caving

La unidad esencial de explotación en el Front Caving es la parada o un polvorazo (2 o 3 paradas), por consiguiente la unidad de cubicación de cada uno de los sectores es diferente a la del Block Caving.

Las UBC's se definen de acuerdo a las dimensiones típicas de cada sector en cuanto al elipsoide de extracción (escurrimiento), altura del pilar y el avance real del polvorazo. Lo anterior se resume en la siguiente tabla A1 y figura 5.10:

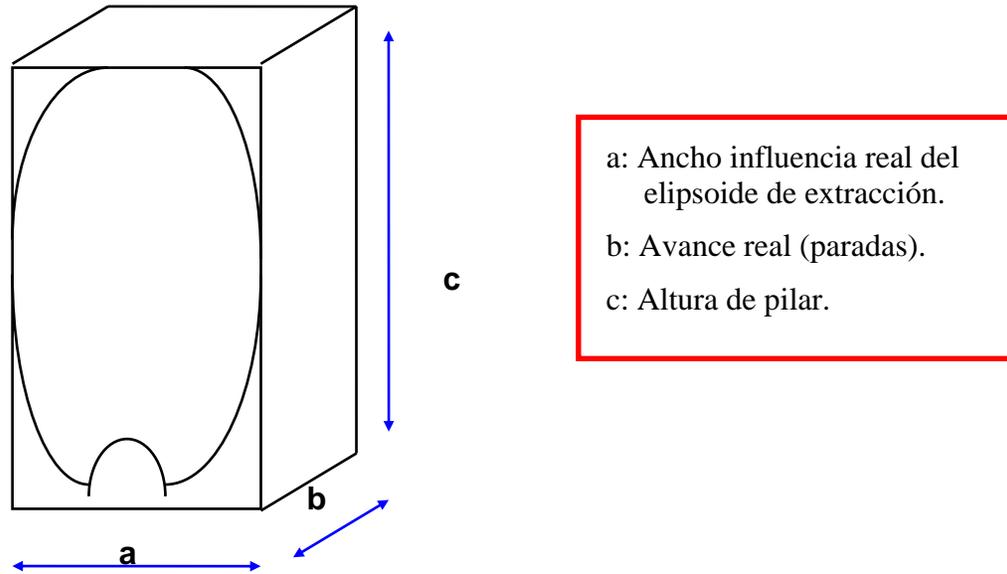


Fig. 5.10

Elipsoide de extracción Front Caving

SECTOR	A	B	c
Sector K	9	4-6	29
Extensión Sub4	9	4	29
Retram	9	4-6	29
Dacita	6,5	4	26,5

Tabla 5.6 Dimensiones de elipsoide de extracción por sectores

El implementar una UBC para el método Front Caving, significa subdividir el bloque implicando que la varianza aumentaría (σ^2) lo que perjudica a planificación.

$$\sigma^2 = f(\text{distancia, N}^\circ \text{ muestra, tamaño UBC})$$

$$\sigma^2 \rightarrow 1/\text{N}^\circ \text{ muestra. Aumenta N}^\circ \text{ muestra} \rightarrow \text{aumenta } \sigma^2$$

$$\sigma^2 \rightarrow 1/\text{Tamaño. Disminuye tamaño} \rightarrow \text{disminuye } \sigma^2$$

$$\sigma^2 \rightarrow \text{Dist. Muestra Aumenta distancia} \rightarrow \text{aumenta } \sigma^2$$

Por ende, para tener una unidad básica adecuada a cada Front Caving habría que tener dimensiones menores que las tradicionales. Esto implica la obtención de una mejor varianza aumentando la cantidad de muestreo y planificada de acuerdo a las curvas de equivarianza y número de muestras.

A continuación se identifican las distintas calificaciones de reservas, de acuerdo a las normas de El Teniente (Krigeage), figura 5.11.

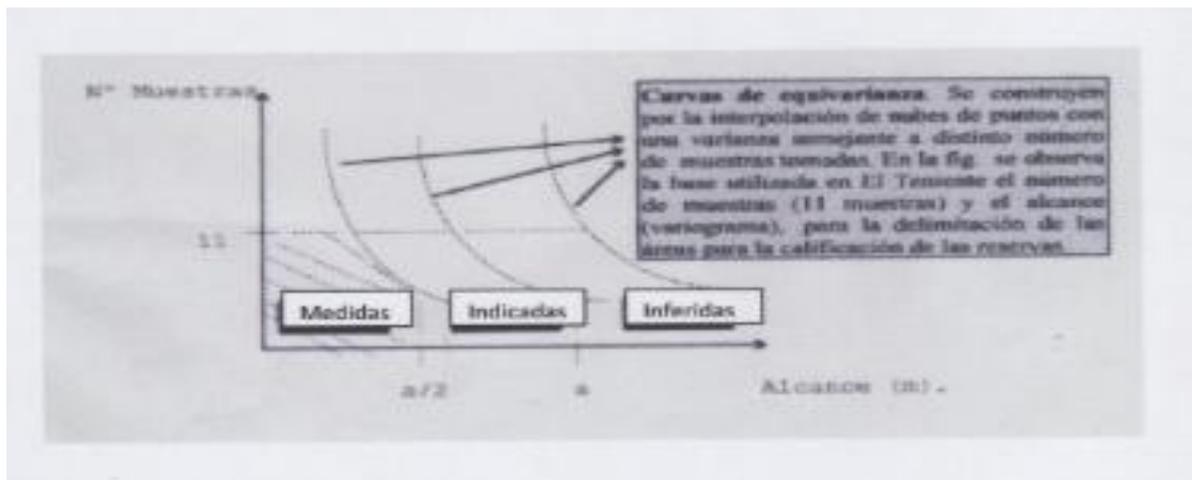


Fig. 5.11

Clasificación de reservas (curvas de equivarianza)

- Medidas: todas las reservas $< a/2$ que interceptan la curva de equivarianza de acuerdo a un N° muestra.
- Indicadas: todas las reservas $> a/2$ y $< a$ que interceptan la curva de equivarianza de acuerdo a un N° de muestras.
- Inferidas: todas las reservas $> a$.

5.9.3 Conclusiones y recomendaciones de estimación reservas

- Al aumentar el N° de muestras se tienen un mayor grado de satisfacción (varianza) de ley in situ de la unidad $\rightarrow x + \sigma^2$. Por ende, se debe intensificar el muestreo.
- Podrían muestrearse los desarrollos lo que permitiría actualizar el modelo de bloques.
- Como la barrenadura de los abanicos va más avanzada, es necesario muestrear la perforación para lograr un conocimiento mayor y mejor del área a explotar.
- El soporte de la información no es el adecuado (UBC de 20x20x20); el soporte por cada sector en estudio adecuado al método Front Caving se visualiza en la tabla A1. El análisis efectuado nos indica una intensificación del muestreo para lograr el uso de este tipo de soporte.
- No conviene realizar una malla de sondajes mayor para Front Caving debido a la poca área a explotar (pocas reservas referidas al total de EL Teniente). Una inversión de una campaña de sondajes para estos sectores es demasiado cara.

5.10 CARÁCTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS.

Uno de los objetivos operacionales de División El Teniente corresponde a la obtención de la máxima seguridad de sus operaciones compatibles con un mínimo costo de producción.

El desarrollo de la geomecánica, como disciplina científica aplicada, es un buen ejemplo de la evolución de los conceptos de diseños y planificación, en base al conocimiento del macizo rocoso, del comportamiento del mismo y de las solicitaciones ya sean naturales o inducidas por el método de explotación (subsidiencias).

5.10.1 Subsistencia

En mina El Teniente actualmente se explotan diferentes sectores, los cuales se prolongan en profundidad o son generadores directos de los cráteres de subsidiencia, deteriorando niveles superiores y alterando la topografía de superficie año a año. Este fenómeno es de real importancia durante la interacción y vida útil de las áreas productivas, en conjunto con la Formación Braden, que contiene la infraestructura principal de la mina.

La información necesaria y las herramientas para evaluar el efecto de la subsidiencia en la planificación para los distintos sectores es la siguiente:

- Curvas de diseño para evaluar ángulos de desplome (α^0) y de fracturamiento (β^0). Los parámetros deben ser función de la calidad geotécnica del macizo, del material sacado de la columna de roca y de la profundidad del nivel de explotación.
- Valores promedio para α y β en las orientaciones generales de cada sector productivo.
- Planos de subsidiencia para cada año del horizonte de planificación, donde se observe cambios de superficie y la infraestructura afectada. Este resumen debe ser acompañado con tablas que precisen la información respecto a la fecha aproximada y la infraestructura que se verá afectada.

Con el modelamiento de la subsidiencia en base a antecedentes geológicos, geotécnicos y geomecánicos se puede obtener:

- Cráteres de subsidencia; crecimiento esperado de los cráteres de subsidencia, ángulo de desplome o ruptura α^0 por sector.
- Ángulo de fracturamiento o influencia β^0 .
- Ancho o distancia de influencia.
- Forma y extensión y evolución de su zona de influencia.

Como recomendación para una planificación adecuada, es necesario incorporar los impactos de la subsidencia para los distintos sectores productivos programados por medio del desarrollo de curvas de diseño para α y β , conjuntamente con un apoyo de terreno al definir zonas de influencia. A continuación se expondrán fenómenos de subsidencia en sectores de Front Caving:

T1 Retram. El área definida para la explotación se encuentra bajo una situación a la cual convergen simultáneamente el avance de la subsidencia provocada por los sectores Ten 4 Sur por el sector norte y Teniente 3 Isla por el lado Sur.

Dadas las condiciones anteriores, lo óptimo es apurar la extracción de los cruzados que serán afectados por este fenómeno; para evitar cualquier problema de estabilidad.

Sector Dacita. Como es el único Front Caving a dos niveles (TEN 5 y SUB4), existe la subsidencia en la explotación del nivel superior con respecto al inferior, por lo cual se lleva una distancia horizontal de 25 metros de diferencia en la explotación como un índice de seguridad de la extracción.

Extensión Sub 4. Por el SNV de Ten4 existe una distancia de seguridad (medida horizontal del frente) de 20 m para evitar problema de subsidencia; además de una distancia de seguridad de 15 m del frente con respecto a los cruzados de tránsito por problema de estabilidad de estos.

5.10.2 Estabilidad de las excavaciones (sobre-excavación)

La recopilación de información geomecánica tiene como objetivo conocer las propiedades físicas de las rocas y el comportamiento de éstas en respuesta al diseño minero. La sobre-excavación es producto de la falla de la roca en el entorno de una galería como consecuencia del alto valor del esfuerzo in situ y las propiedades de la roca.

En general la sobre-excavación de las galerías de producción se genera por el efecto de las tronaduras de producción, lo que afecta su estabilidad y activa las estructuras geológicas.

5.10.3 Sísmica

El método de explotación por Block Caving se basa en provocar un desequilibrio de fuerzas en el macizo rocoso, de modo tal que produzca la ruptura progresiva de la roca. Sin embargo, la operación en roca primaria ha permitido observar algunas rupturas cuyos efectos interfieren negativamente con la explotación propiamente tal.

La sismicidad inducida por la minería puede afectar desde una pequeña área, por ejemplo con proyección de partículas, hasta el colapso y cierre de un conjunto de galerías.

En general los sectores de Front Caving no presentan grandes problemas, pues se trata de un proceso de extracción rápido con un frente parejo para evitar la activación de las estructuras, pero se han observado algunos eventos como por ejemplo:

- Estallido de Roca Sub 4 por presencia de roca diorítica.
- Fenómenos en el Sector Dacita.

5.10.4 Concentración de esfuerzos

Por lo general se observan condiciones de altos niveles de esfuerzos en las siguientes situaciones:

- Zonas de singularidades geométricas (zonas cercanas al frente de hundimiento, contorno de excavaciones, puntos de vaciado).
- Zonas de singularidades geológicas (contactos, discontinuidades).
- Zonas soportando grandes masas rocosas (pilares)
- Zonas con gran deformación: sectores con alta tasa de extracción y de gran dinamismo.

En el caso del Front-Caving la concentración de esfuerzos es muy grande en el frente mismo de hundimiento y se acentúa aún más si no se lleva un frente parejo. Esta situación se debe a la alta tasa de extracción, y especialmente en sectores de trabajo que se acercan a los cruzados de cabecera en sentido perpendicular lo que provoca la formación de cuñas.

5.10.5 Fortificación

La fortificación habitual en este método de explotación es perno con lechada, y si existe demasiada sobre-excavación se utiliza malla y eventualmente shotcrete. La fortificación es temporal ya que se trata de un método de extracción rápido.

Se utiliza una fortificación más permanente en la zona de cruzados de tránsito, como pernos más cercanos. Los piques antiguos se protegen además con madera.

6 POST EVALUACIÓN ECONÓMICA

Se evaluaron económicamente los sectores Front Caving, en particular los sectores T1 Retram y Sector K, analizando el beneficio real del sector versus el estimado del proyecto con el fin de una comparación de rentabilidad.

Los objetivos básicos de una post-evaluación de proyectos son: ayudar a la empresa a aprender de sus errores y repetir sus éxitos; determinar costos de los proyectos en forma exacta para anticipar y minimizar riesgo, evaluación de contratistas y mejorar la administración de proyectos.

6.1 ANTECEDENTES

Para la evaluación económica se toma como base las normas y valores para la presentación de proyectos de inversión actualmente vigentes en la División, es decir:

- Tasa de descuento 10%.
- Precio del Cu en los años de producción del sector.
- Arancel aduanero: la tasa de derecho de aduana por la internación de mercaderías desde el extranjero es de un 11% sobre el valor CIF según legislación vigente.
- Impuesto a la renta 55%.
- IVA: no se considera para estos fines.
- Depreciación para el cálculo de impuesto: se deprecia linealmente durante la vida útil del proyecto, a partir de la puesta en marcha.

Para la post-evaluación se deben considerar los siguientes datos:

6.1.1 Ingresos

- Producción (ton).
- Precio promedio del cobre anual (US\$/lb).
- Ley de Cobre (%).
- Recuperación en concentrador (%).
- Recuperación Fundición (%).
- Ley del concentrado (%).

6.1.2 Estructura de costos

a) Costos Mina

1. Costo de preparación: son aquellos por concepto de desarrollos e instalaciones a fin de poner y mantener en operación un sector productivo.

- Desarrollos horizontales.
- Desarrollos verticales.
- Construcciones.

2. Costos de operación: son aquellos costos directos de extracción del recurso mineral, hasta su transporte a concentrador.

- Perforación.
- Tronadura.
- Extracción.
- Traspaso y carguío.
- Transporte Ferrocarril.
- Administración Colón.
- Chancado (interior mina).
- Otros costo mina: Incluye los costos de obras de drenaje, obras de ventilación, instalaciones eléctricas, redes de aire comprimido, etc; y su mantención y reparación.

b) Costos concentración.

Incluye flotación, retratamiento, operación PTR, servicios de aguas, disposición de relaves y filtrado-secado en caletones.

c) Costos Corporativos.

En estos se incluyen todos los costos posteriores a la operación Minco.

- Fundición.
- Comercialización-transporte y Administración General Santiago.

6.1.3 Inversiones.

Se incluirá en este ítem todo lo relacionado a equipo e infraestructura mina para la puesta en marcha de la operación.

6.1.4 Depreciación.

Se utilizará una depreciación lineal de los activos fijos.

Los costos mina resumidos son los siguientes, su desglose se encuentra en “Anexo 6” desglose de costos.

SECTOR K

COSTOS SECTOR K

a) COSTOS MINA

Costos de preparación

Preparación(desarrollos) = 1,609 US\$/ton.

Costo operación:

Perforación = 1,25 US\$/TON.

Tronadura = 0,44 US\$/TON.

Extracción = 0,099 US\$/TON

Traspaso y carguío = 0,26 US\$/TON.

Ferrocarril TEN 5 SUR = 0,38 US\$/TON. (42000 TPD)

Ferrocarril TEN 8 = 0,28 US\$/TON. (78000 TPD)

Chancado = 2,233 US\$/TON.

Administración Colon =0,241 US\$/TON.

Otros costos Mina = 0,10 US\$/TON.

TOTAL COSTOS MINA: 6,79 US\$/TON.

b) COSTO CONCENTRACIÓN

Concentración = 1,102 US\$/TON.

c) COSTOS CORPORATIVOS

Fundición = 195,72 US\$/TF

Transporte y Comercialización. = 253,26 US\$/TF.

INVERSION SECTOR K

Total Inversión: 2168,5 KUS\$.

T1 RETRAM.

COSTOS T1 RETRAM

Los costos de operación mina son obtenidos de la base de datos COM 17. La imputación del gasto es realizada a cada centro de costo perteneciente al sector, pero no existe una identificación cabal de cada operación unitaria debido a cargos de gasto a centros de costo no adecuados.

Pero como valor total es el correcto, es el usado en la post evaluación.

INVERSION T1 RETRAM

No existe inversión para este proyecto ya que se cargó todo al presupuesto de operación. No es lo ideal, pero como no existía en ese instante presupuesto de inversión y los activos fijos (infraestructura mina y equipos) estaban disponibles, todo fue considerado costo de operación mina.

6.2 PROCESO DE EVALUACIÓN.

Corresponde a la estructura típica de un flujo de caja para proyectos mineros. Así, en cada período de evaluación se tiene:

$$\text{Utilidad operacional} = \text{Ingreso venta producto} - \text{Costos mina} - \text{Costo Concentración} - \text{Costo Fundición} - \text{Costo Comerc. Admi. Transp.}$$
$$\text{Flujo Neto} = \text{Utilidad operacional} - \text{Inversiones.}$$
$$\text{Flujo Neto Ant. Imp} = (\text{utilidad Operacional} - \text{Depreciación}) * (1 - i) \quad i = 55\%$$
$$\text{Flujo Neto Desp. Imp.} = \text{Utilidad Después de Imp.} + \text{Depreciación.}$$

A continuación se presentan los flujos de caja de ambos sectores:

PROYECTO TENIENTE 1 RETRAM (EX-ANTE)

Datos:

Re c. Metalúrgica		%
Rec. Fundición		%
Precio del Cobre		US\$/lb
Producción		Ton
Costos Mina		US\$
Otros Costos Mina		US\$/TON
Costo Chancado	1,1	US\$/TON
Costo Concentrado	2,8	US\$/TON
Costo Fundición	195,72	US\$/TF
Costo Adm Com.	253,26	US\$/TF
Tasa de Descuento	10	%

FLUJO DE PRODUCCION				
AÑO	1992	1992	1993	1994
Producción Mina		990.000	465.964	
Ley Anual (%)		1,47	1,47	
Rec. Concentrado		0,85	0,82	
Rec. Fundición		0,97	0,96	
Finos (lb)		26.167.585	11.847.573	
Precio Venta (US\$/lb)		1,04	0,87	
FLUJO DE CAJA				
Ingreso		27.213.249	10.307.389	
Inversión				
Depreciación				
Costos				
Preparación Mina	1.411.425			
Costos Mina		5.029.200	2.367.097	
Concentrador		2.772.000	1.304.699	
Fundición		2.322.996	1.051.794	
Comercialización		3.005.937	1.361.013	
Total Costos	1.411.425	13.130.134	6.084.604	
Flujo Antes de Impto.	- 1.411.425	14.083.115	4.222.785	
Impuestos	-	7.745.713	2.322.532	
Depreciación				
Flujo Después de Impto.	- 1.411.425	6.337.402	1.900.253	

Tabla 5.7 Evaluación Teniente1 Retram ex-antes

PROYECTO TENIENTE 1 RETRAM (EX-POST)

Datos:

Re c. Metalúrgica		%
Rec. Fundición		%
Precio del Cobre		US\$/lb
Producción		Ton
Costos Mina		US\$
Otros Costos Mina		US\$/TON
Costo Chancado Colon	2,23	US\$/TON
Costo Concentrado	1,1	US\$/TON
Costo Fundición	195,72	US\$/TF
Costo Adm Com.	253,26	US\$/TF
Tasa de Descuento	10	%

FLUJO DE PRODUCCION				
AÑO	1992	1993	1994	1995
Producción Mina		562.780	1.618.146	1.190.345
Ley Anual (%)		1,78	1,53	1,59
Rec. Concentrado		0,85	0,82	0,83
Rec. Fundición		0,97	0,96	0,96
Finos (lb)		18.044.150	42.795.322	33.385.687
Precio Venta (US\$/lb)		0,867	1,049	1,332
FLUJO DE CAJA				
Ingreso		15.646.082,07	44.892.292,85	44.469.735,68
Inversión				
Depreciación				
Costos				
Preparación Mina		308.597	96.220	9.869
Perforación radial	140.551	436.996	502.958	170.116
Tronadura-polvorazo	1.411	97.762	216.041	231.550
Extracción	95.539	1.380.199	1.868.194	2.138.125
Mant y Reparación		6.275	8.265	17.970
Otros Costo Mina	711.480	1.818.362	1.824.715	120.859
Chancador Colon		1.256.688	3.613.320	2.658.040
Concentrador		620.184	1.783.197	1.311.760
Fundición		1.601.909	3.799.249	2.963.888
Comercialización		2.072.857	4.916.196	3.835.246
Total Costos	948.981	9.599.828	18.628.355	13.457.423
Flujo Antes de Impto.	- 948.981	6.046.254	26.263.938	31.012.312
Impuestos	-	3.325.440	14.445.166	17.056.772
Depreciación				
Flujo Después de Impto.	- 948.981	2.720.814	11.818.772	13.955.541

Tabla 5.8 Evaluación Teniente 1 Retram ex-post

PROYECTO SECTOR K (EX-ANTE)

Datos:

Re c. Metalúrgica		%
Rec. Fundición		%
Precio del Cobre		US\$/lb
Producción		Ton
Costos Mina		US\$
Otros Costos Mina	0,1	US\$/TON
Costo Chancado Colon	2,25	US\$/TON
Costo Concentrado	1,1	US\$/TON
Costo Fundición	195,72	US\$/TF
Costo Adm Com.	253,26	US\$/TF
Tasa de Descuento	10	%

FLUJO DE PRODUCCION				
AÑO	1991	1992	1993	
Producción Mina		845.000	1.375.000	
Ley Anual (%)		1,38	1,53	
Rec. Concentrado		0,86	0,82	
Rec. Fundición		0,97	0,96	
Finos (lb)		21.348.915	35.130.239	
Precio Venta (US\$/lb)		1,036	0,867	
FLUJO DE CAJA				
Ingreso		22.111.071	30.461.430	
Inversión	2.168.500	240.000		
Depreciación		275.300	275.300	
Costos				
Preparación Mina		1.359.605	2.212.375	
Perforación radial		101.616	1.718.750	
Tronadura-polvorazo		35.769	605.000	
Extracción		8.048	136.125	
Ferrocarril		53.653	907.500	
Trasp. Carguío		21.136	357.500	
Otros Cto Minas		8.129	137.500	
Chancador Colon		181.527	3.070.375	
Adm Colon		19.592	331.375	
Concentrador		89.585	1.515.250	
Fundición		1.895.297	3.118.764	
Comercialización		2.452.498	4.035.654	
Total Costos	-	6.226.456	18.146.168	
Flujo Antes de Impto.	-	15.609.315	12.039.962	
Impuestos	-	8.585.123	6.621.979	
Valor residual			1.857.900	
Depreciación		275.300	275.300	
Flujo Después de Impto.	- 2.168.500	7.059.492	7.551.183	

Tabla 5.9 Evaluación Sector K ex-antes

PROYECTO SECTOR K (EX-POST)

Datos:

Re c. Metalúrgica		%
Rec. Fundición		%
Precio del Cobre		US\$/lb
Producción		Ton
Costos Mina		US\$
Otros Costos Mina	0,1	US\$/TON
Costo Chancado Colon	2,23	US\$/TON
Costo Concentrado	1,1	US\$/TON
Costo Fundición	195,72	US\$/TF
Costo Adm Com.	253,26	US\$/TF
Tasa de Descuento	10	%

FLUJO DE PRODUCCION					
AÑO	1991	1992	1993	1994	1995
Producción Mina		81.293	433.251	756.753	307.930
Ley Anual (%)		1,42	1,33	1,30	1,30
Rec. Concentrado		0,86	0,85	0,82	0,83
Rec. Fundición		0,97	0,97	0,96	0,96
Finos (lb)		2.107.446	10.359.877	17.014.475	7.053.440
Precio Venta (US\$/lb)		1,036	0,867	1,049	1,332
FLUJO DE CAJA					
Ingreso		2.182.682	8.983.050	17.848.184	9.395.182
Inversión	1.928.5000		240.000		
Depreciación		227.300	227.300	275.300	275.300
Costos					
Preparación Mina		130.800	697.101	1.217.616	495.459
Perforación radial		101.616	541.564	945.941	384.913
Tronadura-polvorazo		35.769	190.630	332.971	135.489
Extracción		8.048	42.891	74.919	30.485
Ferrocarril		53.653	285.945	499.457	203.234
Trasp. Carguío		21.136	112.645	196.756	80.062
Otros Cto Minas		8.129	43.325	75.675	30.793
Chancador Colon		181.527	967.449	1.689.829	687.608
Adm Colon		19.592	104.413	182.377	74.211
Concentrador		89.585	477.443	833.942	339.339
Fundición		187.093	919.721	1.510.497	626.185
Comercialización		242.097	1.190.111	1.954.571	810.278
Total Costos	-	1.079.046	5.573.240	9.514.552	3.898.055
Flujo Antes de Impto.	-	876.335	3.182.509	8.058.332	5.221.828
Impuestos	-	481.984	1.750.380	4.432.083	2.872.005
Valor residual					1.163.300
Depreciación		227.300	227.300	275.300	275.300
Flujo Después de Impto.	- 1.928.500	621.651	1.419.429	3.901.549	3.788.422

Tabla 5.10 Evaluación Sector K ex-post

6.3 RESULTADOS O INDICADORES ECONÓMICOS.

Los indicadores utilizados son:

- $$VAN = \sum_{j=1}^{np} \frac{FN_j}{(1+i)^j} - INV$$
- $$TIR \rightarrow 0 = \sum_{j=1}^{np} \frac{FN_j}{(1+i)^j} - INV$$
- $$IVAN = \frac{VAN}{VPN(INVERSION)}$$

Donde:

VAN : Valor actual neto de los flujos.

TIR : Tasa interna de retorno.

INV : Inversión Pre-Producción.

VPN(x) : Valor presente neto de los flujos.

IVAN : Razón entre el VAN y la Inversión Neta Actualizada.

np : Número de períodos $j=1..np$

FN : Flujo neto

Los indicadores obtenidos son los siguientes (ex post):

SECTOR	VAN (US\$)	TIR (%)	IVAN
SECTOR K	4.844.140,44	76	2,28
T1 RETRAM	19.797.337,34	457	20,86

Tabla 5.11 Indicadores económicos sectores Front Caving ex-post

Los índices de rentabilidad de los proyectos Front Caving reflejan la bondad de estos. El VAN obtenido es alto, con una tasa interna de retorno altísima para proyectos de corta vida. Esto refleja que la operación del método con alta capacidad de extracción y baja inversión son las causas importantes de la buena evaluación económica del

Front Caving. El IVAN no es un buen indicador, ya que la inversión es muy escasa por ser un método que aprovecha lo existente.

Comparando los dos sectores en estudio, Sector K y T1 Retram, resalta más favorable este último como proyecto debido a la dilución positiva, reflejando un mayor ingreso por una sobreextracción de mineral.

Realizando un análisis ex-antes y ex-post de los proyectos en el ítem operación y preparación mina se llega a lo siguiente:

• **SECTOR K
OPERACIÓN.**

EX-ANTES (US\$/TON)		EX-POST (US\$/TON)	
PERFORACIÓN	0,710	PERFORACIÓN	1,25
TRONADURA	0,344	TRONADURA	0,44
EXTRACCIÓN	0,763	EXTRACCIÓN	0,10
TRANSP-CARGUIO	0,416	FF.CC T5 Y T8	0,66
FF TEN5	0,402	TRASP Y CARGUIO	0,26
FF TEN8	0,292	OTROS COSTOS	0,10
CHANCADO INT. MINA	0,147	CHANCADO INT. MINA	0,145
		ADM. COLON	0,11
TOTAL OP. MINA	3,074	TOTAL OP.MINA	3,055

Tabla 5.12 Comparación ítem preparación Sector K ex-ante y ex-post

De la tabla anterior se infiere que el proyecto ex-post en su globalidad es similar a la evaluación ex-antes, pero el análisis por costos unitarios refleja un mayor gasto del presupuestado en perforación y tronadura. Este ítem, que ha sufrido constantes modificaciones para su mejoramiento, es el costo que se debe controlar en mayor medida para el éxito del proyecto (recuperación de reservas), ya que los otros costos unitarios nivelan el costo total del Front Caving.

- **T1 RETRAM.**

EX-POST

GASTO = 19730102,14 US\$.

PRODUCCIÓN: 33711271 ton.

Costo : 5,85 US\$/TON (incluye molienda colon).

COSTO MINA: 3,764 US\$/TON (menos 2,088 molienda SAG, para comparar con evaluación ex-ante).

EX-ANTE.

Servicios = 0,21 US\$/TON.

Perforación = 1,02 US\$/TON.

Tronadura = 0,22 US\$/TON.

Carguío = 0,63 US\$/TON.

Transporte = 2,14 US\$/TON.

FF.CC = 0,29 US\$/TON.

Imprev = 0,46 US\$/TON.

Preparación = 0,969 US\$/TON.

COSTO TOTAL MINA: 6,049 US\$/TON.

En el sector T1 Retram no se realizó una comparación de costos unitarios, dado que no existe una identificación del gasto correspondiente a cada operación unitaria, solo aparece registrado el gasto total de la labor. La información no se cargó a los centros de costos correctos. Por lo tanto, se perdió la información histórica de la operación mina, sólo se maneja el costo total en dólares.

Comparando los indicadores económicos resultantes de los flujos de caja de las evaluaciones ex-antes y ex-post se deduce que los input son semejantes, pero los indicadores difieren en lo que dice relación con la variable “tonelaje extraído”. En el caso del Sector K lo real extraído es un 71% de lo proyectado, en cambio en el Retram, lo real es un 340% de lo proyectado. A continuación se presentan los indicadores de rentabilidad:

Evaluación-Sector	VAN (US\$)	TIR(%)	IVAN
EX-ANTE RETRAM	5.382.096,95	377	3,81
EX-POST RETRAM	19.797.337,34	457	20,86
EX-ANTE SECTOR K	9.536.242,42	310	4,48
EX-POST SECTOR K	4.844.140,44	76	2,28

Tabla 5.13 Comparación indicadores económicos sectores ex-antes y ex-post

Los resultados de la evaluación ex-post de T1 Retram nos indica que el proyecto resultó superior a lo esperado debido a la sobreextracción del material diluyente positivo.

En contraposición, el Sector K tiene menor recuperación por pérdida de altura del pilar debido a problemas operacionales (presencia de piques, estabilidad, perforación, etc.) y los mismos altos costos que provocan estos problemas.

En general, el método es bastante rentable y su mayor cualidad es la alta Tasa Interna de Retorno y la poca Inversión necesaria para hacerlo andar (IVAN alto).

7 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

El método de explotación por Front Caving es de aplicación reciente en El Teniente, de tal forma que una post evaluación es una buena herramienta para mejorar futuros proyectos tanto en el aspecto técnico como en su evaluación económica. A continuación se comentan algunos factores técnicos a considerar.

Secuencia de hundimiento.

El diseño de los frentes de hundimiento en los Front Caving deben considerar los siguientes factores:

- ☞ Frentes de hundimiento continuos, no desfasados en el tiempo.
- ☞ El desfase ideal entre galerías (conjunto de puntos de extracción) son 2 *paradas* lo que significa un frente parejo, con una holgura de 2 *paradas* según los antecedentes evaluados en los distintos sectores. Por ende se recomienda no llevar un escalonamiento superior a 4 *paradas* (8 m) para lograr un buen desarrollo de la secuencia. No existe el problema de cubrir las diferentes posturas pues se trata de sectores pequeños (disponibilidad de equipos).
- ☞ Un frente parejo y de avance rápido impide la activación de estructuras y conlleva una menor posibilidad de la entrada de dilución dado la menor exposición de cara libre lateral en relación a los cruzados vecinos. Se requiere un buen control operacional.

Punto entrada dilución

- ☞ Se obtuvo como resultado que el punto de entrada de la dilución (PE) es aproximadamente entre el 30 a 35 % de la extracción, teniendo en cuenta que en puntos aislados se llega a obtener un PE=40%. Esto significa que la dilución se puede retardar hasta un 50% aprox. con una extracción óptima (no mayor al 200% en cada polvorazo, cifra por observación).
- ☞ Para futuros proyectos se recomienda planificar la producción con un PE= 30 % en forma conservadora.
- ☞ La explotación económica está supeditada a un oportuno y estricto control de la ley de cierre. Por lo tanto, se debe contar con recurso de muestreo turno a turno.

Velocidad de extracción

- ☞ Para próximos proyectos se debe tener la precaución de evaluar en el estudio de evaluación de proyectos Front Caving el impacto de la baja de velocidad de extracción en las siguientes situaciones de terreno: zonas de piques, cercanías a cruzados de cabecera y a zonas inestables.

Perforación y tronadura

- ☞ Es la operación unitaria más importante en el Front Caving por ser la de mayor incidencia dentro del costo total mina.
- ☞ Es recomendable no llevar tan adelantada la barrenadura para evitar que los tiros sufran algún daño que afecte el resultado del polvorazo.
- ☞ Se debe hacer un buen control de la operación en cuanto a evitar las desviaciones de tiros.

Sobreextracción

- ☞ Debe existir una mayor frecuencia de muestreo (cada 500 ton) para evitar la extracción de material con ley menor a la de corte (planificación).
- ☞ La sobreextracción no debe sobrepasar el 200% por *parada* para evitar un efecto dominó de la dilución en las tronaduras siguientes.

Evaluación de reservas

- ☞ El soporte de la información no es el adecuado (UBC de 20x20x20 bloques de panel caving). El soporte para cada sector en estudio más adecuado al método Front Caving se visualiza en la tabla A1 (página N° 63). El análisis efectuado recomienda una intensificación del muestreo para lograr la aplicación de este tipo de soporte.
- ☞ Podrían muestrearse los desarrollos, lo cual permitiría actualizar la información del modelo de bloques.
- ☞ Como la barrenadura de los abanicos de producción va muy avanzada, es necesario muestrear los residuos de la perforación para lograr una mejor información del área a explotar.

Geomecánica

Para las evaluaciones se deben considerar las siguientes condiciones de borde.

- ☞ Vecindad de zonas hundidas y/o explotadas.
- ☞ Labores preexistentes.
- ☞ Subsistencia.
- ☞ Cambios de geometría.
- ☞ Campo tensional.
- ☞ Esfuerzo in situ.
- ☞ Concentración de esfuerzo.

Geología

Se debe considerar las condiciones geológicas-estructurales tales como:

- ☞ Tipo de roca.
- ☞ Estructuras mayores y menores.
- ☞ Infiltraciones de agua.
- ☞ Discontinuidades y contactos geológicos.

Todo lo anterior es necesario para mejorar el proyecto y obtener una mejor evaluación económica.

Los índices de rentabilidad de la post-evaluación entregan valores referidos a un proyecto con bondad suficiente para seguir con el método de explotación Front Caving con las precauciones técnicas para mejorar su operación.

El método es inseguro porque toda su operación se realiza en la misma frente de trabajo. Por ello, es necesario disponer de todas las condiciones necesarias de seguridad dadas por planificación y mantener un buen control operacional para prevenir la ocurrencia de posibles eventos que puedan afectar el proceso productivo.

ANEXOS

ANEXO1: TABLAS DE VELOCIDAD DE EXTRACCION POR SECTORES

VELOCIDAD EXTRACCION EFECTIVA SECTORES FRONT CAVING EN CONDICIONES NORMALES DE OPERACIÓN

VELOCIDAD DE EXTRACCION DACITA A

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	3208	8	192	16,7
2	2501	6	144	17,4
3	2651	6	144	18,4
4	2374	6	144	16,5
5	2368	5	120	19,7
6	3358	6	144	23,3
7	2507	4	96	26,1
8	3498	5	120	29,2
9	2531	7	168	15,1
10	1341	3	72	18,6
11	2344	6	144	16,3
12	2314	6	144	16,1
13	1963	5	120	16,4
14	2724	5	120	22,7
15	3070	5	120	25,6
16	3141	5	120	26,2
17	3213	6	144	22,3
18	3065	5	120	25,5
19	3051	6	144	21,2
20	3304	5	96	34,4
21	3141	6	96	32,7
22	2524	4	120	21,0
23	2416	4	168	14,4
24	2338	5	144	16,2
25	3122	7	168	18,6
26	2204	6	144	15,3
27	2749	6	144	19,1
28	1951	5	120	16,3
29	1969	5	120	16,4
30	1504	6	144	10,4
31	2154	5	120	18,0
			PROMEDIO	20,2

VELOCIDAD DE EXTRACCION DACITA C

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	344	3	72	4,8
2	616	2	48	12,8
3	936	2	48	19,5
4	1081	4	96	11,3
5	876	4	96	9,1
6	1148	4	96	12,0
7	701	3	72	9,7
8	719	4	96	7,5
9	568	4	96	5,9
10	0			
11	713	4	96	7,4
12	1015	4	96	10,6
13	1214	4	96	12,6
14	623	4	96	6,5
15	598	3	72	8,3
16	924	3	72	12,8
17	423	4	96	4,4
18	840	4	96	8,8
19	1117	4	96	11,6
20	1117	4	96	11,6
21	954	4	96	9,9
22	755	4	96	7,9
23	803	3	72	11,2
24	979	4	96	10,2
25	767	4	96	8,0
26	1069	4	96	11,1
27	1262	4	96	13,1
28	1208	4	96	12,6
29	1184	4	96	12,3
30	1088	4	96	11,3
31	1080	4	96	11,3
			PROMEDIO	10,2

VELOCIDAD DE EXTRACCION RETRAM

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	4813	2	180	26,7
2	3845	2	180	21,4
3	4417	2	180	24,5
4	4978	3	270	18,4
5	4371	3	270	16,2
6	4907	3	270	18,2
7	5285	2	180	29,4
8	4163	2	180	23,1
9	4807	2	180	26,7
10	0			
11	4753	2	180	26,4
12	4872	2	180	27,1
13	4151	2	180	23,1
14	5610	2	180	31,2
15	4156	2	180	23,1
16	5061	2	180	28,1
17	5415	3	270	20,1
18	4642	3	270	17,2
19	4789	2	180	26,6
20	5220	3	270	19,3
21	5799	3	270	21,5
22	4116	3	270	15,2
23	4158	3	270	15,4
24	4789	3	270	17,7
25	5510	3	270	20,4
26	4394	3	270	16,3
27	4783	3	270	17,7
28	4618	3	270	17,1
29	4278	3	270	15,8
30	4677	3	270	17,3
31	4452	3	270	16,5
			PROMEDIO	21,3

VELOCIDAD DE EXTRACCION DACITA B

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	3820	8	192	19,9
2	4029	6	144	28,0
3	3664	6	144	25,4
4	3823	8	192	19,9
5	3109	8	192	16,2
6	3685	7	168	21,9
7	4272	7	168	25,4
8	3546	8	192	18,5
9	3380	8	192	17,6
10	775	3	72	10,8
11	2730	7	168	16,3
12	4585	6	144	31,8
13	4035	10	240	16,8
14	3690	9	216	17,1
15	3888	10	240	16,2
16	3870	8	192	20,2
17	3861	10	240	16,1
18	3582	9	216	16,6
19	3630	8	192	18,9
20	5584	9	216	25,9
21	3678	8	192	19,2
22	4784	9	216	22,1
23	2310	7	168	13,8
24	3945	10	240	16,4
25	3989	8	192	20,8
26	4669	8	192	24,3
27	3369	9	216	15,6
28	3623	9	216	16,8
29	2283	8	192	11,9
30	3070	8	192	16,0
31	3471	8	192	18,1
			PROMEDIO	19,2

VELOCIDAD DE EXTRACCION EXTENSION

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	4749	10	240	19,8
2	4634	10	240	19,3
3	5239	11	264	19,8
4	5268	12	288	18,3
5	6102	13	312	19,6
6	6103	13	312	19,6
7	4404	14	336	13,1
8	4536	10	240	18,9
9	5211	12	288	18,1
10	0			
11	6520	15	360	18,1
12	5907	13	312	18,9
13	7110	11	264	26,9
14	5008	7	168	29,8
15	4894	8	192	25,5
16	5296	10	240	22,1
17	6131	9	216	28,4
18	5872	11	264	22,2
19	5959	13	312	19,1
20	6046	12	288	21,0
21	5757	10	240	24,0
22	6736	10	240	28,1
23	4951	11	264	18,8
24	4548	11	264	17,2
25	6736	12	288	23,4
26	6505	11	264	24,6
27	5066	10	240	21,1
28	4980	8	192	25,9
29	4203	6	144	29,2
30	4088	8	192	21,3
31	3990	9	216	18,5
			PROMEDIO	21,7

VELOCIDAD DE EXTRACCION SECTOR K

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	2610	5	225	11,6
2	1880	5	225	8,4
3	2036	5	225	9,0
4	2195	6	270	8,1
5	2725	5	225	12,1
6	2115	3	135	15,7
7	2506	4	180	13,9
8	2935	5	225	13,0
9	2767	5	225	12,3
10	1911	3	135	14,2
11	2298	4	180	12,8
12	2313	2	90	25,7
13	2298	6	270	8,5
14	2454	6	270	9,1
15	2882	6	270	10,7
16	3852	5	225	17,1
17	3498	7	315	11,1
18	4600	8	360	12,8
19	2872	7	315	9,1
20	2463	5	225	10,9
21	2339	4	180	13,0
22	2773	48	2160	1,3
23	4119	8	360	11,4
24	3081	7	315	9,8
25	2225	4	180	12,4
26	1896	5	225	8,4
27	4004	6	270	14,8
28	3315	7	315	10,5
29	4307	8	360	12,0
30	3464	7	315	11,0
31				
			PROMEDIO	11,7

VELOCIDAD EXTRACCION EFECTIVA SECTORES FRONT CAVING EN CONDICIONES ESPECIALES DE OPERACIÓN

VELOCIDAD DE EXTRACCION (CABECERA) DACITA A

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	1670	7	168	9,9
2	1560	6	144	10,8
3	1890	6	144	13,1
4	1560	6	144	10,8
5	1200	5	120	10,0
6	1283	6	144	8,9
7	1467	5	120	12,2
8	1134	5	120	9,5
9	1458	7	168	8,7
10	1345	6	144	9,3
11	1298	6	144	9,0
12	1569	6	144	10,9
13	1673	5	120	13,9
14	1780	5	120	14,8
15	1679	5	120	14,0
16	1780	5	120	14,8
17	1735	6	144	12,0
18	1543	5	120	12,9
19	1458	6	144	10,1
20	1747	5	120	14,6
21	1567	6	144	10,9
22	1682	6	144	11,7
23	1567	6	144	10,9
24	1789	5	120	14,9
25	1860	7	168	11,1
26	1577	6	144	11,0
27	1568	6	144	10,9
28	1567	5	120	13,1
29	1458	5	120	12,2
30	1237	6	144	8,6
31	1345	5	120	11,2
			PROMEDIO	11,5

VELOCIDAD DE EXTRACCION (PIQUES) T1 RETRAM

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M ²
1	1280	2	120	10,7
2	345	2	120	2,9
3	456	2	120	3,8
4	873	1	60	14,6
5	672	2	120	5,6
6	980	2	120	8,2
7	456	2	120	3,8
8	719	2	120	6,0
9	786	2	120	6,6
10	0	0	0	
11	713	2	120	5,9
12	1015	2	120	8,5
13	1214	2	120	10,1
14	623	2	120	5,2
15	598	2	120	5,0
16	924	2	120	7,7
17	423	1	60	7,1
18	840	2	120	7,0
19	1167	2	120	9,7
20	1008	2	120	8,4
21	1200	2	120	10,0
22	890	2	120	7,4
23	803	2	120	6,7
24	979	2	120	8,2
25	1289	2	120	10,7
26	1245	2	120	10,4
27	1234	2	120	10,3
28	2234	2	120	18,6
29	879	1	60	14,7
30	178	2	120	1,5
31	1076	2	120	9,0
			PROMEDIO	8,1

VELOCIDAD DE EXTRACCION SECTOR K

DIA	TON	PUNTO	AREA	TPD/M²
1	2456	3	270	9,1
2	2356	3	270	8,7
3	2243	2	180	12,5
4	1980	3	270	7,3
5	2178	3	270	8,1
6	2345	3	270	8,7
7	2456	4	360	6,8
8	2016	3	270	7,5
9	2176	3	270	8,1
10				
11				
12				
13				
14				
15				
16				
17				
18				
19				
20				
21				
22				
23				
24				
25				
26				
27				
28				
29				
30				
31				
			PROMEDIO	8,5

ANEXO 2: SECUENCIA DE HUNDIMIENTO POR SECTORES.

SECTOR K.

Se ubica en el extremo norte Hw del nivel Ten. Sub4, la altura de extracción es de 29 m. desde Ten Sub4 a Ten 4 Sur. La sobrecarga es mineral quebrado remanente de explotaciones antiguas en Ten 4 Norte y Ten 4 Sur LHD. El sector K comienza su producción en Julio de 1992, el sector se subdivide en tres paneles A, B y C (Figura).

El sector K presenta dos sistemas de fallas principales: la zona de Fallas Oeste y la Falla Central.

El frente comenzó su avance en el panel A, aprovechando condiciones técnicas de terreno, como son los slots para generar cara libre a la tronadura, específicamente el slot DR-1AR.

La secuencia propuesta por planificación se muestra en la figura (FIG. Anexo 2.1).

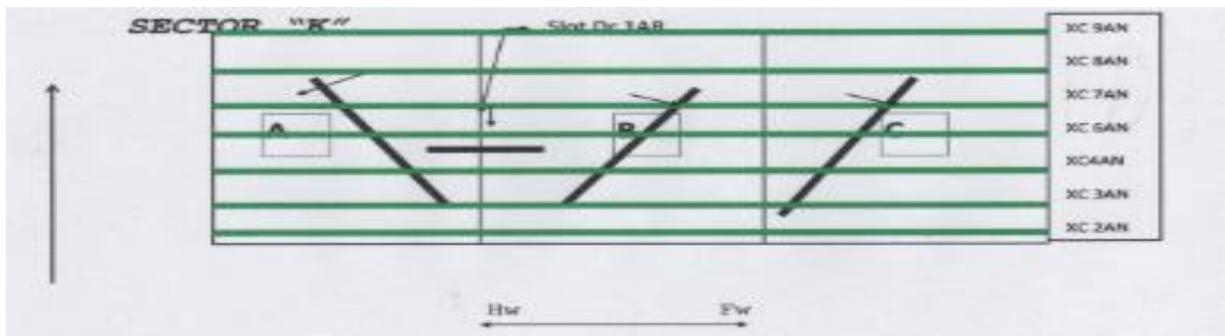


Figura Anexo 2.1 Avance frentes Sector K

Antecedentes.

- Panel A

En general sin problemas en la secuencia, solamente se retrasó el Pto 0201F del xc 2AN. Orientación N-O, en sentido Norte Fw hacia el Sur Fw.

- Panel B

Problema aislado en Xc 2AN paradas 40-41-42.

- Panel C

La orientación propuesta por planificación fue alcanzada desde la parada Nº 30 en adelante. Los cruzados 8AN, 7AN y 6AN en etapa final de vida operativa se encuentran dentro de una rápida y continua activación de estructuras bajo el dominio de andesita de la zona de fallas central. En el Xc 8AN en Abril '95 se activa falla central.

Los cruzados a que se hace referencia se encuentran localizados en una zona con una densidad alta de labores antiguas, por ende hay una mayor probabilidad de activación de estructuras (inestabilidad) lo que implica la consideración del factor tiempo en la explotación.

La fortificación en base a pernos y malla se observa fuertemente solicitada por cuñas de techo y cajas. En Junio de '95 ocurrió un colapso en cruzados 7AN, 8AN y 9AN.

Con relación a los cruzados 6AN, 4AN, 3AN y 2AN se encuentra generalmente lajeo en techos, cajas y grietas abiertas; los con mayores daños son el 6AN y 4AN (se abandona parte del XC 6AN, 6 paradas).

El Xc 2AN afecta a los drifts del sector extensión, como ejemplo el DR-13AL se observa agrietado y sobreexcavado.

Análisis.

- La zona más dañada es el lado patilla (Fw) del panel C que coincide con el fin de la explotación, además de convergencia de labores antiguas que provoca una sobreexcavación, concentración de esfuerzos en áreas reducidas produciendo un gran deterioro de pilares entre cruzados.
- Hay antecedentes de cruzados que están muy deteriorados con respecto a sus vecinos. Esto puede observarse en el Xc 7AN que se retrasó más de 10 paradas (20 m) con respecto al cruzado 8AN.

Esto reafirma la necesidad de no llevar un cruzado adelantado con respecto a otro, pues como ya se dijo esto implica la activación de estructuras en cruzados vecinos y por consiguiente un deterioro de techos y cajas originándose una condición de inestabilidad y un posible colapso.

En resumen, un cruzado o galería no debe ir adelantado más de 4 paradas con respecto a otro. Lo anterior se basa en la experiencia y criterio minero para controlar daños en las cajas y techo de las galerías y así tener una zona segura en cuanto a problemas geomécanicos.

EXTENSIÓN SUB 4

Se ubica a continuación del Sector K hacia el Sur del Xc 2AN. La altura de extracción es de 29 m. La sobrecarga es material quebrado de Ten 4-LHD.

Se observan dos zonas de fallas preponderantes: zona de Falla Oeste y zona de Falla Central. Existe un posible efecto de subsidencia en la explotación del Sector K debido a la explotación del Sector SNV Panel 2.

La secuencia propuesta por planificación se muestra en la figura (Fig. Anexo 2.2).

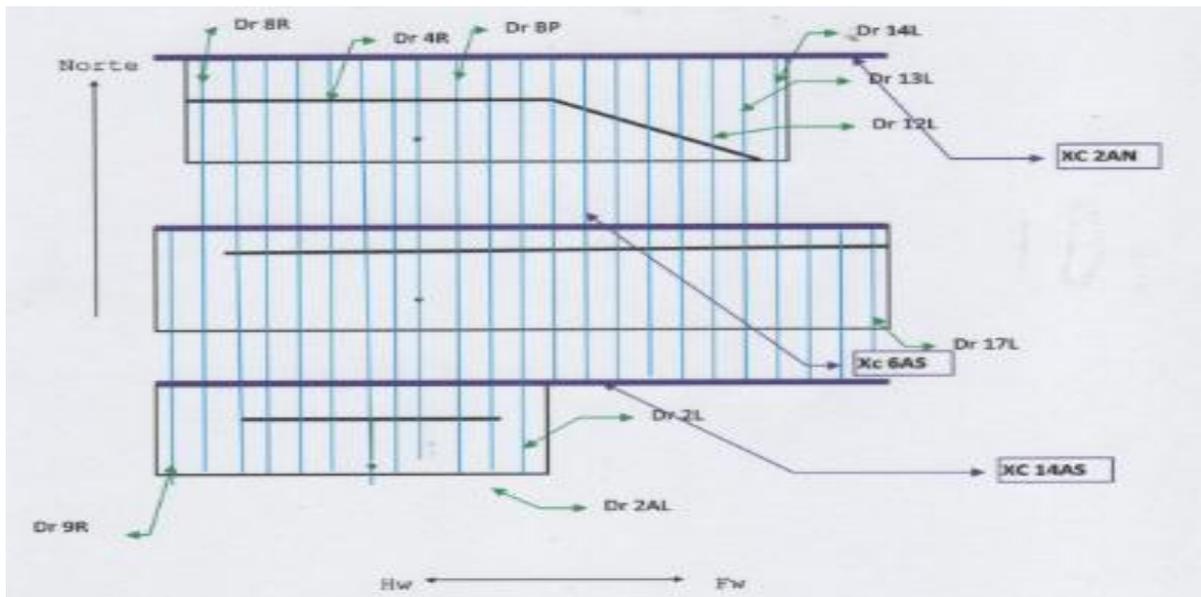


Figura Anexo 2.2 Avance frentes Extensión Sub 4

El inicio del hundimiento se realiza desde la cara libre correspondiente a la franja conformada por los Xc's 2AN y 3AN.

Antecedentes.

- No se cumplió con la secuencia diseñada por planificación, específicamente en el lado Fw de la extensión por un problema de operacional, dado la necesidad de mantener la galería DR-13L como acceso al Sector K para su operación (el Sector K no terminó en su fecha prevista). Por su parte, el lado Hw se retrasó al comienzo de la explotación por el avance de la galería 2AN del sector K.
- En general las primeras paradas de las galerías se perdieron por problemas de estabilidad (formación de cuñas) generados por el avance del cruzado o galería 2AN.
- Por lo anterior, el centro del sector Extensión Sub4 va adelantado.
- La explotación llegó hasta la parada 30 de cada drift antes de cruzar Xc 6AS para mantener todos los drifts atrasados operativos.
- Existe un pilar de protección de 15 m por el efecto de la subsidencia del sector sobre los Xc's del SNV y niveles superiores (ángulo de subsidencia 60°).

Análisis.

- Una vez iniciada la explotación de las galerías, DR-13L y DR-14L, se debe cumplir con la secuencia de hundimiento dada por planificación para el sector.
- Para evitar escalones largos en la secuencia de hundimiento, se debe llevar el frente parejo (no más de dos paradas de diferencia entre drifts). Lo anterior se basa en la ausencia de problemas de estabilidad en el sector central de la Extensión; en cambio en las galerías DR12L, DR13L y DR14L se presenta lajeo, acuñamiento y problemas generales de estabilidad.

Lo dicho reafirma la convicción de tratar de mantener un desfase entre las galerías no superior a 2 paradas.

TEN 1 RETRAM.

Se ubica en la cota 2610 msnm en mena secundaria con presencia de primaria.

El sector ocupa infraestructura de cruzados existentes, posee una complicada geometría pues existe una variada gama de avances en distintas direcciones y a diferentes tiempos relativos.

La altura de extracción es de 28 m. La distancia o influencia de cada cruzado es de 9 m.

La secuencia general es paralela con una frente compuesta por no más de tres cruzados.

A continuación se presenta el esquema (Figura Anexo 2.3) de avance en secuencia de tiempos, sus principales problemas y singularidades.

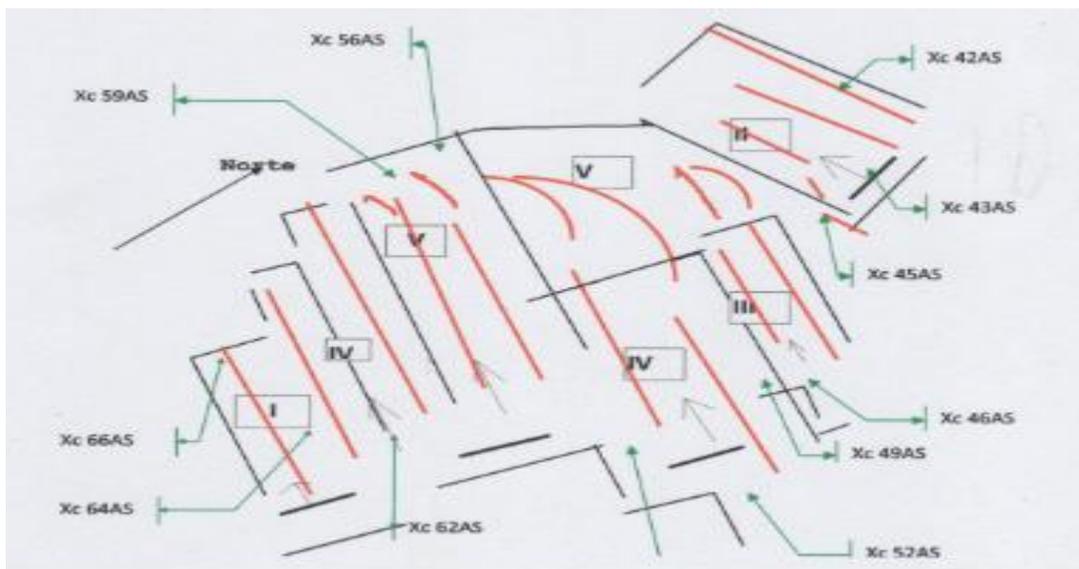


Figura Anexo 2.3 Avance frentes T1 Retram

I Iniciación de hundimiento, sin problemas.

II Se pierden desarrollos por subsidencia Mina 1 Sur además de presencia de una gran cantidad de piques viejos.

III Abandono de paradas por inestabilidad.

IV Problemas de estabilidad en general.

V El último sector en ser explotado dentro del proyecto T1 Retram, presentó problemas debido a su complicada configuración, específicamente en el lado Hw Norte, lo que facilitó la formación de cuñas y la activación de estructuras.

Antecedentes.

- El primer avance o frente se ubica en el lado Hw del sector que corresponde a los cruzados 66AS y 64AS. La extracción comenzó en Enero del '93. Su avance es continuo con un desfase no superior a 5 paradas.
- Se comenzó la explotación por el lado Sur debido a que la subsidencia asociada a la explotación del Ten 3 Isla y Ten 4 Sur afectará primero a los Xc's 66AS y 64AS.
- En los Xc's 43 y 45 existen problemas de subsidencia (Mina 4 Norte) y estabilidad (existencia de piques antiguos de 8 bocas). En este sector se realizaron algunas labores que después fueron desechadas por lo dicho anteriormente.
- En la zona intermedia la presencia de piques en forma ramificada producen inestabilidad.
- El primer desarrollo al lado Norte no se continuó por la ruptura a un pique antiguo, se desvía la galería del Xc 43AS.
- Problemas de estabilidad en el Xc 43AS por desmoronamiento de su acceso.
- El acceso comienza a fracturarse en los cruzados Xc 43AS y 45AS, se pierde Xc 45AS.
- Sector Xc 49AS y 46AS presenta problemas de estabilidad, se abandonan paradas por inestabilidad (planchones, lajeo, etc.); además existe la presencia de cuñas.
- Los frentes avanzan en forma de cuña, induciendo esfuerzos de tensión y cizalle en Xc 49AS y 50AS.

Análisis.

- Cada frente involucra a no más de dos cruzados. El sector se divide en frentes aislados desfasados en el tiempo.
- El primer frente, designado por I, comenzó el año '93 (Xc 64As y 66AS), con un escalonamiento de no más de 5 paradas sin problemas.
- El cruzado 62AS corresponde al frente IV aislado. Se pierden paradas debido a la activación de estructuras a causa del avance adelantado del cruzado 64 AS.
- Sector Norte Xc 45, 43 y 42 AS (frente II): zona muy difícil por la presencia frecuente de piques viejos, labores en distintos sentidos que producen inestabilidad, formación de cuñas y pérdidas de paradas y posterior abandono.

- Sector III Xc 49, 46: problemas producidos por la forma de las labores, sector complicado. Se pierden puntos por inestabilidad y geometría de los frentes.
- Sector IV (Xc's 52, 54): ídem a lo comentado anteriormente.
- Sector V: el desfase de paradas es menor, se mejora la extracción en sí. Extracción con extrema precaución por la activación de grietas, se producen problemas pero son controlados por la experiencia previa.

Resumiendo, tenemos que la fortificación existente (marcos de acero) dificulta la operación.

El sector es complicado geométricamente por la presencia de labores antiguas (piques). Del análisis se recomienda un frente único y continuo en el tiempo; un frente parejo si las condiciones de terreno lo permiten con un escalonamiento no superior a 2 paradas para evitar la activación de estructuras y un buen control de la operación.

DACITA

El sector Dacita es el único donde existen dos subniveles, pero cada subnivel se explota como un sector independiente. En El Teniente la explotación por Front Caving es a un sólo nivel, se puede nombrar como Front Caving tipo Teniente.

Se ubica entre Ten Sub4 a Ten 5 y se divide en:

- ◇ D1 Sub4.
- ◇ D2 Sub4.
- ◇ D1 Ten 5.

Las estructuras principales son las zonas de Fallas Teniente Norte y N1, la mena es primaria con presencia de secundaria en D2 Sub4. La altura de extracción es de 49 m. La disposición se ve en la próxima figura (Fig. Anexo 2.4).

SECTOR DACITA

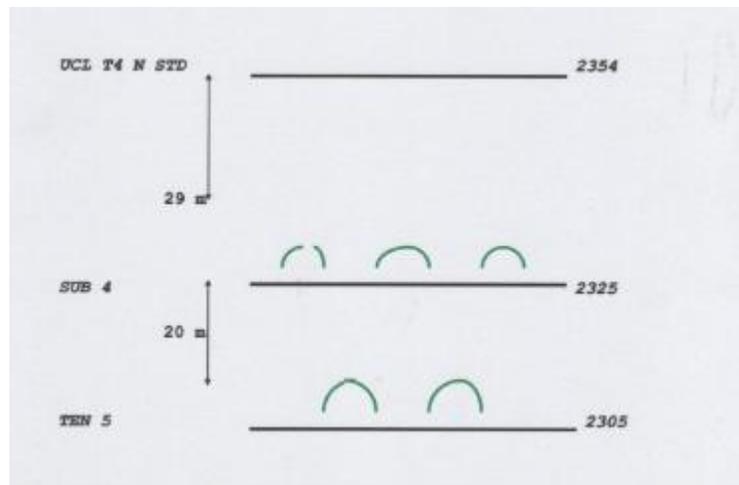


Fig. Anexo 2.4 Niveles sector Dacita

El frente de hundimiento mantuvo la disposición diseñada por planificación y geomecánica de acuerdo a los antecedentes disponibles y estudios realizados en el sector (Figura Anexo 2.5).

Sector Dacita

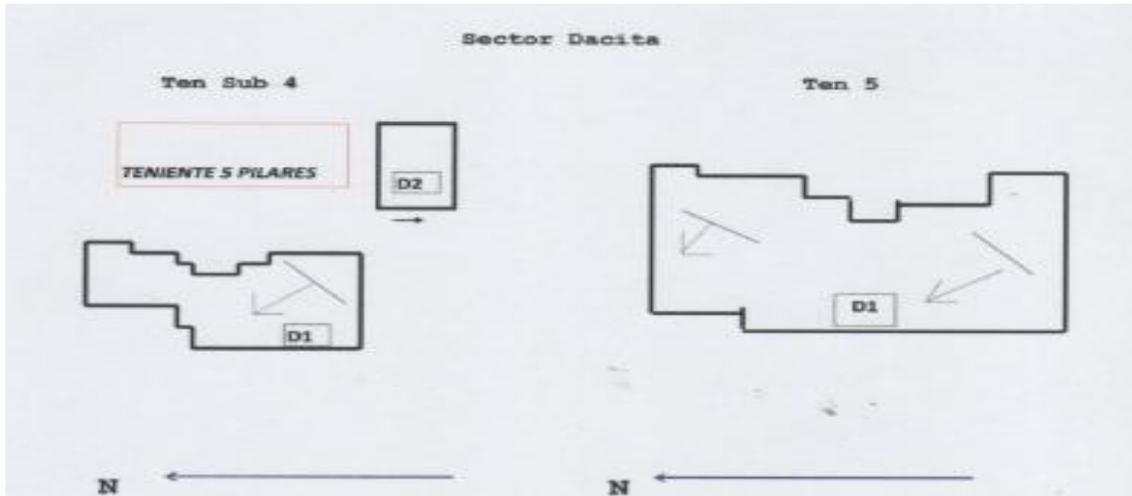


Fig. Anexo 2.5 Avance frentes niveles Dacita

La secuencia de hundimiento definida se inicia por el sector Fw de Sur a Norte. Para los tres primeros cruzados se debe tronar contra un slot preparado previamente.

Antecedentes.

- El paño D1 Sub4 tiene problemas de estabilidad por existir una zona de piques antiguos que atraviesan el sector en forma paralela, lo que implica pérdida de paradas en el Dr1 del pañol de Ten Sub 4.
- Nivel Ten 5: presencia de una zona con piques antiguos; como ejemplo se indica el Xc 24, muy deteriorado con fortificación auxiliar con marcos de madera en el lugar donde aparece un pique.
- Se detuvo la extracción por el efecto de subsidencia sobre la rampa de acceso al sector. Se fortifica la rampa de acceso con pernos para asegurar el tránsito.
- También existe fortificación auxiliar en lugares donde carga el cerro (generalmente donde existe algún pique antiguo) que consiste en malla, pernos y marcos de madera.

- Con respecto a la secuencia, no se observan mayores problemas a excepción de las primeras paradas de los distintos drifts del paño 2 del nivel Sub4, donde hubo formación de cuñas y posterior abandono de los distintos puntos. La causa sería la cercanía de otro sector explotado anteriormente pero con una orientación de galerías que favorecieron la activación de estructuras.
- El desfase es por lo general de 3 paradas (a veces 4) con un buen resultado.
- El límite de distancia horizontal de desfase entre niveles es de 30 m dado por la subsidencia del avance (el ángulo de subsidencia es de 60°).

Análisis.

- El frente no ha presentado problemas en su diseño, los piques viejos es lo más problemático por el deterioro de las galerías.
- No se presentan problemas de subsidencia, ya que se lleva un desfase adecuado entre los dos subniveles (aproximadamente 30 m).
- El desfase ideal es de dos paradas entre galerías contiguas. En este caso se cumple con este desfase y existe además un buen control operacional.

ANEXO 3: TABLAS AVANCE DE FRENTE DE HUNDIMIENTO.

Extensión Sub 4

mes-año	paradas	mt horizontal	días	m/día
jun-94	13	26	30	0,87
jul-94	29	58	31	1,87
ago-94	24	48	31	1,55
sep-94	34	68	30	2,27
oct-94	36	72	31	2,32
nov-94	25	50	30	1,67
dic-94	9	18	31	0,58
ene-95	32	64	31	2,06
feb-95	36	72	28	2,57
mar-95	61	122	31	3,94
abr-95	33	66	30	2,20
may-95	48	96	31	3,10
jun-95	28	56	30	1,87
jul-95	26	52	31	1,68
ago-95	37	74	31	2,39
			V prom.	2,06

Sector Dacita

Nivel Ten 5

mes-año	paradas	mt horizontal	días	m/día
oct-95	21	42	31	1,35
nov-95	16	32	30	1,07
dic-95	23	46	31	1,48
			V prom.	1,30

Nivel Sub 4

mes-año	paradas	mt horizontal	días	m/día
nov-95	28	56	30	1,87
dic-95	23	46	31	1,48
			V prom.	1,68

ANEXO 4: ANÁLISIS DE PUNTO DE ENTRADA DE DILUCIÓN

Análisis A: Observaciones de terreno

A continuación se analizará el sector K, específicamente el punto de extracción 07 02F (24 paradas) que se le hizo un seguimiento de acuerdo al avance específico (observaciones de terreno).

Caso 1: Se da inicio a la extracción, se observa un incremento de la ley paulatinamente a pesar de la poca información que se toma en la operación de muestreo en contraste con la alta tasa de extracción realizada, se puede inferir que la dilución no entra antes del 80% de extracción debido a la alza de ley aunque se tenga una ley in situ mayor (soporte de la información).

Caso 2: En el polvorazo siguiente se toma la experiencia anterior en el sentido de información del punto en cuestión en el sentido de evaluarlo en su extracción pero de igual forma la operación de control no están eficaz como se necesita, pues se observa de los datos que entre un 15% a un 20% de la extracción se hizo con una ley muy inferior a la de corte, implicando un problema exclusivo de control. Por otra parte la sobre extracción de estos puntos afecta significativamente la extracción de los siguientes polvorazos, pues hasta el 60% de la extracción total del punto el efecto de dilución no interviene de ahí en adelante se observa una baja ostensible de la ley lo que produce una dilución prematura y no cumpliendo la extracción de las siguientes paradas.

Caso 3: En la parada siguiente se presentan problemas de dilución prematura sumada a una menor extracción y por ende una menor recuperación.

Polvorazos 2, 3 ,4 ,5: Se continua con la misma problemática debido a una sobre-extracción que perjudico notoriamente la extracción con una dilución prematura.

Resumiendo lo anterior se presenta el siguiente cuadro:

Punto	Polvorazo	Ton Sin dilución	Ton Total Extraído	% Sin dilución	Nº Muestra	Frec. Muestreo	Ton Teórico a extraer	Rec.	Paradas Quemadas
072F	Caso 1	-	14481	-	4	3710			
072F	Caso 2	10658	21131	51	19	1112			
072F	Caso 3	695	2848	24	4	712			
072F	Polv2	2372	6456	37	9	717	3628	179	2
072F	Polv3	370	4596	8	4	1150	5442	85	3
072F	Polv4	-	5003	-	3	1667	5442	92	3
072F	Polv5	-	6925	-	6	1154	3628	192	2

Tabla Anexo 4.1 Cuadro muestreo punto de extracción 072F

En el “caso1” no se calcula el PE ya que existe una frecuencia de muestro demasiado alta para confiar en su resultado (El Teniente utiliza una frecuencia de muestreo entre 700 y 1100 ton en los otros métodos de explotación). En los polvorazos “polv2” y “polv3” la dilución entra antes de la primera muestra.

TABLAS LEY W/S TONELAJE

Sector k 8cruzado N°7)
Tonelaje por quemada (2 paradas)-3600 ton
Punto extracción C72F
Ley Corte: 0,97 % CuT
Ley in situ: 2,303 % CuT

2º Polvorazo
Fecha Polvorazo: 06/01/93
Paradas quemadas: 2
Ton extraído: 6458

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
07/01	1,03	1,483	689	10,67%
08/01	1,21	1,483	1233	19,09%
09/01	1,46	1,483	2372	36,73%
11/01	1,42	1,483	3631	56,22%
12/01	1,18	1,483	3631	56,22%
18/01	1,73	1,483	4811	74,50%
19/01	1,18	1,483	5018	77,70%
22/01	1,55	1,483	5122	79,31%
26/01	0,94	1,483	6458	100,00%

% Sobreextracción: 179

4º Polvorazo
Fecha Polvorazo: 10/02/93
Paradas quemadas: 3
Ton extraído: 5003

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
12/02	0,88	1,483	4509	90,13%
13/02	0,9	1,483	5003	100,00%
15/02	0,47	1,483	5003	100,00%

% Sobreextracción: 92

3º Polvorazo
Fecha Polvorazo: 27/01/93
Paradas quemadas: 3
Ton extraído: 4596

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
	1,03	1,483	570	12,40%
	1,21	1,483	2793	60,77%
	1,46	1,483	4471	97,28%
	1,42	1,483	4596	100,00%

% Sobreextracción: 85

5º Polvorazo
Fecha Polvorazo: 16/02/93
Paradas quemadas: 2
Ton extraído: 6925

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
17/02	1,78	1,483	1251	18,06%
20/02	1,45	1,483	3482	50,28%
22/02	1,27	1,483	4818	69,57%
23/02	0,84	1,483	5279	76,23%
24/02	0,59	1,483	6135	88,59%
25/02	1,01	1,483	6925	100,00%

% Sobreextracción: 192

TABLAS LEY W/S TONELAJE

Sector k 8cruzado N°7)
Tonelaje por quemada (2 paradas)-3600 ton
Punto extracción C72F
Ley Corte: 0,97 % CuT
Ley in situ: 2,303 % CuT

Caso 1

Fecha Polvorazo: 01/03/92
Paradas quemadas: Falta Información.
Ton extraído: 14841

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
28/8	1,43	1,483	7096	47,81%
26/9	1,89	1,483	8814	59,39%
3/10	2,06	1,483	12075	81,36%
27/10	0,96	1,483	14841	100,00%

Caso 2

Fecha Polvorazo: 30/10/92
Paradas quemadas: Falta Información.
Ton extraído: 21131

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
	1,27	1,483	1530	7,24%
	1,33	1,483	1871	8,85%
	2,01	1,483	3327	15,74%
	1,85	1,483	4095	19,38%
	1,69	1,483	4721	22,34%
	2,18	1,483	5517	26,11%
	2,3	1,483	6330	29,96%
	2,42	1,483	8309	39,32%
	2,02	1,483	8423	39,86%
	2,05	1,483	9066	42,90%
	1,93	1,483	9662	45,72%
	2,46	1,483	10658	50,44%
	1,54	1,483	13303	62,95%
	1,67	1,483	13786	65,24%
	1,48	1,483	14582	69,01%
	1,71	1,483	15435	73,04%
	1,4	1,483	16032	75,87%
	1,45	1,483	17113	80,99%
	0,37	1,483	19828	93,83%
	0,46	1,483	21131	100,00%

Caso 3

Fecha Polvorazo: 05/12/92
Paradas quemadas: Falta Información.
Ton extraído: 2848

Fecha Muestreo	Ley Muestreo	Ley Situ	Ton Extraído	% Extracción
	1,16	1,483	695	24,40%
	1,44	1,483	695	24,40%
	1,25	1,483	2301	80,79%
	0,97	1,483	2848	100,00%

Tabla Anexo 4.2. Tablas polvorazos leyes muestreadas

En el gráfico general del punto 0702F del sector K, se infiere que el punto de entrada de la dilución es aproximadamente al 35 % de la extracción teniendo en cuenta un crecimiento paulatino y sin considerar los puntos pits en un corto lapso de extracción ya que nos indican quemas de nuevas paradas. Pero existe la convicción que se puede retardar hasta el 50 % de la extracción el PE con condiciones de control más eficaces en sobre-extracción y el convencimiento que en algunos puntos se tenía un buen control de la dilución parada independiente.

Como conclusión general de observaciones de terreno el punto de entrada de la dilución (PE) en el Front Caving se puede retardar hasta un valor de un 50% y aún más, con las condiciones adecuadas de operación en las áreas de tronadura frente de hundimiento parejo, control eficaz de control tonelaje de las leyes de muestreo y un buen control de la sobre-extracción.

Se observan tablas (pto. 072F) los polvorazos de paradas que quedan indicados y problemas en la frecuencia de muestreo por una alta extracción bajo la ley de corte de planificación (0,97 % Cu).

Análisis B: Criterio gráfico

A continuación se analizará la dilución desde el punto de vista gráfico en los diferentes sectores, para este estudio se tomaron antecedentes de la base de datos PMIN por vía software ACCES. La información fue analizada y filtrada de acuerdo a conocimientos de los distintos sectores.

Se gráfica la ley in situ v/s la ley de muestreo; analizamos las curvas resultantes y se estima el punto de entrada de la dilución cuando existe una tendencia diferente de las leyes. Tomamos como base en forma separada puntos de extracción pertenecientes a un cruzado para el sector K.

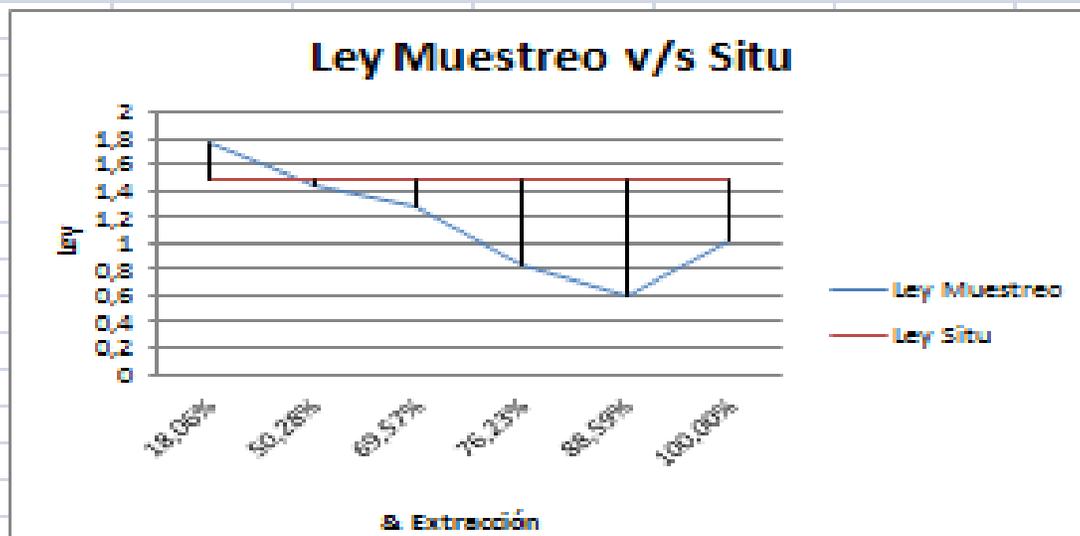
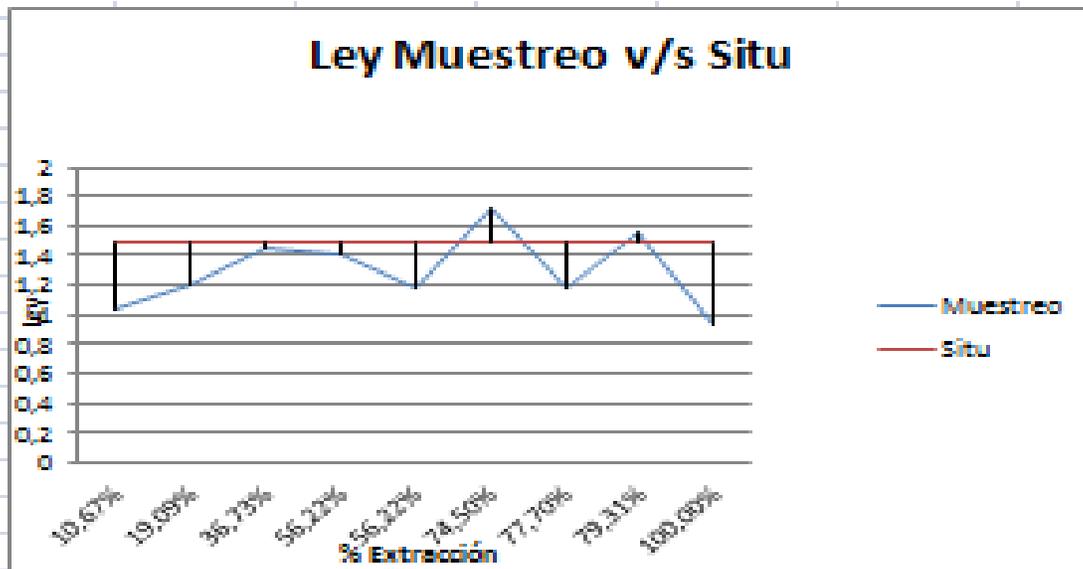


Fig. Anexo 4.1 Entrada de dilución Cruzado Sector K

ANEXO 5: ANÁLISIS DE PERFORACIÓN Y TRONADURA POR SECTOR

De lo detectado en la operación, existen variados problemas que se exponen a continuación para cada sector.

Sector K

Pérdida de altura del pilar a recuperar. Este problema se agudiza en los extremos Hw y Fw del sector, con un descenso de la altura ideal de 29 m hasta una de 10 m, límite crítico en el sector Hw. Además, se observan problemas de estabilidad (formación de cuñas) con la consecuencia de abandonar puntos (Sector Fw, cruzados 7-8-6). Todo lo anterior repercute en la recuperación de reservas. Las causas más importantes, en orden de importancia, son las siguientes:

- Presencia de piques. Es el más significativo problema operacional existente, la recuperación de reservas es casi nula, afectando al diagrama de perforación por el corte de tiros; en general se pasa solamente estos sectores sin preocuparse de las reservas.
- Desviación de tiros.
- Cambio de personal (acomodaciones), falta de experiencia en la operación.
- Problemas geomecánicos; estructuras menores, grietas que afectan principalmente en el corte de tiros y por ende un tonelaje arrancado menor.
- Barrenadura adelantada. Tiros expuestos a condiciones de terreno, por ejemplo: polvorazo que implican reacomodaciones de esfuerzos lo que causa una estrechez de tiros.
- Frentes de hundimiento no adecuados (no se llevan frentes parejos), lo que implica activación de estructuras perjudicando la perforación realizada.
- Factor de Carga. Problemas por cercanías de tiros; pueden suceder dos aspectos que son: una explosión por simpatía que conlleva una secuencia no adecuada o la no detonación de la totalidad de los tiros. Lo anterior es por la necesidad de una

granulometría adecuada lo que implica polvorazos con un alto poder energético (alto factor de carga).

Sector Dacita

Se observa formación de cuñas en Tte. 5 y presencia de barro en Tte. Sub 4 Paño 2, lo que implica pérdida de puntos de extracción como también pérdida de altura. Las causas que originan estos problemas son las mismas identificadas para el Sector K; pero además incide la presencia de una roca más competente y rígida (dacita) que requiere un aumento del factor de carga lo que provoca lo siguiente:

- Concentración de carga en el cuello del abanico. Como el jumbo se enclava en un punto y generalmente no se realizan desplazamientos laterales del equipo para atenuar esta concentración, se producen cortes de tiros y un mayor daño a las galerías de producción. Esto se evita con una operación óptima en el carguío de los tiros y una adecuada colocación de tacos.
- Se observa un mal carguío de tiros en sectores por falta de experiencia operacional (reacomodaciones).
- Presencia de piques antiguos, que según su dirección perjudican o no la perforación y tronadura. Si son paralelos a los cruzados sirven de cara libre para la tronadura; si son diagonales afectan la operación misma (cortes de tiros); pero en general son favorables.

Sector Teniente 1 Retram

Pérdida de altura, problema originado por las mismas causas que en el Sector K. También incide la presencia de zonas con piques muy concentrados en el sector de los cruzados 42-43-45 AS que presentan problemas de estabilidad, originando pérdida de puntos de extracción. Algunos son de utilidad como cara libre para las tronaduras, sin pérdida de altura. Se logran recuperaciones hasta de un 60 % en zonas de piques, debido a la posición paralela de algunos piques en relación a los abanicos de perforación.

Sector Extensión Sub 4

En general no existen problemas de pérdida de altura, ya que este sector ¿en su operación se ha realizado con mucha preocupación en la parte operacional?, geomecánica y planificación de la extracción (frentes de hundimiento); solamente existen problemas estructurales como aparición de anhidritas y fallas menores en algunos cruzados que producen problemas en la operación.

La perforación debe ser la más profesional posible en cuanto a la parte operacional para evitar desviaciones; en la parte planificación en realizar abanicos especiales de perforación de acuerdo a las contingencias de terreno. Además tener un factor de carga adecuado y acorde al explosivo ANFO y utilizar otros explosivos según las condiciones dadas tales como presencia de agua (emulsiones; power-gell) o tipo de roca más rígida (iremitas, más energéticas), el factor de carga debe ser el óptimo para evitar otro tipo de problemas como es la formación de viseras.

En el sector T1 Retram es el único sector en que la tronadura en si logra una recuperación superior al tonelaje arrancado por diagrama debido a la sobreextracción de este sector (existe una dilución positiva).

ANEXO 6: DESGLOSE DE COSTOS

Sector K: Preparación

Obra	Desarrollo	Costo
Desquinche de 2,4x2,4 a 3,6x3,6	1402 metros	600 US\$/m
Galerías 3,6x3,6	901 metros	1050 US\$/m
6 chimeneas slot 1,5 diámetro	193 metros	270 US\$/m
Dr 1Ar y Dr 5L 3,6x3,6	195 metros	1050 US\$/m
Rampa Acceso a SNV 4x4	129,5 metros	1300 US\$/m
Construcción puntos vaciados	7 unidades	15600 US\$/u
Desquinche de piques a 3 m		114000 US\$
Preparación de buzón T5	3 unidades	3500 US\$/u

Total = 2.540.600 US\$

Ton = 1.579.227 ton

COSTO PREPARACIÓN = 1,609 US\$/ton

Perforación

- Total metros barrenados = 219.725,73 m
- Costo metro barrenado = 9 US\$/m
- Tonelaje extraído = 1.579.227 ton

COSTO PERFORACIÓN = 1,25 US\$/ton

Tronadura

Materiales	Cantidad x Parada	Costo
ANFO	610,35 Kg	238,32 \$/Kg
Nonel L36 1-5	5 unid	1.046,59 \$/u
Nonel L36 6-10	5 unid	1.067 \$/u
Nonel L100 1-5	5 unid	2.135,76 \$/u
Nonel L100 6-10	5 unid	2.158,17 \$/u
APD 300	20 unid	765,55 \$/u
Taco greda(20ft)	30 unid	36,03 \$/u
Guía Compuesta	1 unid	796,93 \$/u
Cordón Detonante	30 m	93,01 \$/m
Termalita	30 cm	184,62 \$/m
Mano obra Operación	3 pers	29.520 \$
Equipo	1 unid	98.400 \$

Total = 793,79 US\$

Ton parada = 1.798,54 ton

COSTO TRONADURA = 0,44 US\$/ton

Extracción

- Costo LHD =16.628 US\$/mes equipo Disp= 70% (incl.. M.O. y Combustible)
- Rend medio = 33,3 t/hr
- Costo LHD = 33 US\$/hr

COSTO EXTRACCIÓN = 0,099 US\$/ton

Traspaso y Carguío

- Usaremos al dato histórico de Ten 4 Sur

COSTO TRASPASO Y CARGUÍO = 0,26 US\$/ton

Chancado

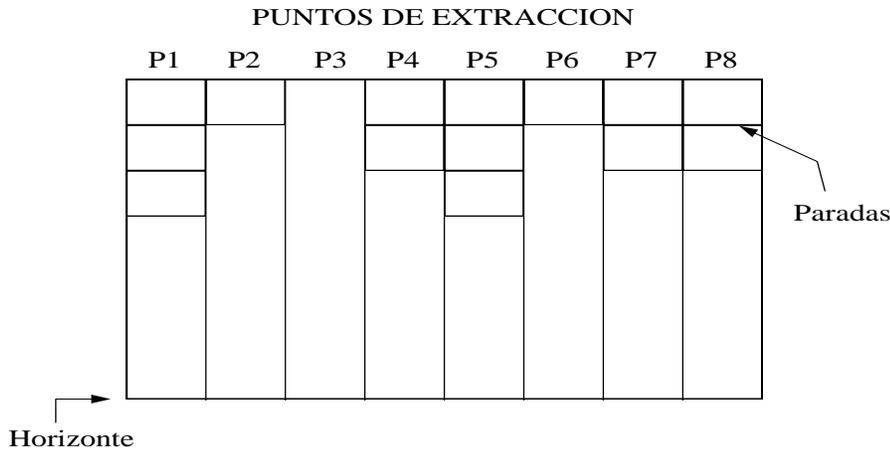
- Chancado Interior Mina = 0,145 US\$/ton
- Chancado 2^a-3^a Molienda Std = 2,088 US\$/ton

COSTO CHANCADO = 2,233 US\$/ton

ANEXO 7: PROGRAMACIÓN DE PUNTOS DE EXTRACCIÓN

Después de calcular el tonelaje a extraer de acuerdo a la política de tiraje que incluye las variables de velocidad de extracción, regularidad y programa mensual falta definir la programación de los puntos a extraer en Front Caving se refiere a las galerías de extracción donde se realizan la tronadura de paradas.

Dado el siguiente ejemplo ya visto en página 48 y el algoritmo de programación expuesto (página 49) Esquemático por la figura 5.8.



Se observa las diferentes galerías (P1, P2, P3, etc.) y el número de paradas ya quemadas en cada galería.

Lo que programamos son las galerías y sus paradas a quemar (tronadura).

Entonces lo primero es tener tonelaje a extraer y tonelaje por parada información proveniente de las variables de política de tiraje y de evaluación de reservas (elipsoide de extracción) respectivamente.

Dado lo anterior tomamos los siguientes datos de ejemplo:

- Tonelaje a extraer : 1000 ton
- Tonelaje por parada; 250 ton
- Paradas a programar: 4

Ahora realizaremos las iteraciones del algoritmo

Asignación

(P3)	=0
(P2,P6)	=1
(P4, P7, P8)	=2
(P1, P5)	=3

El número de puntos pertenecientes al grupo se denota por "b"

Este valor representa "a"

El número de paradas es 4 ($x^0=4$, número de paradas por asignar) y sucesivamente llegaremos $x^0= 0$ donde se finaliza la iteración.

Cálculo:

- Primero se realiza la diferencia $a_1 - a_2$, es decir $0 - 1$ en valor absoluto. El resultado es el valor $b = 1$.
- El valor de $c = 1$, el primer grupo de galerías de menos elementos (paradas). En este caso el grupo tiene 1 elemento (P3) que es la galería que asignaremos.
- Luego se calcula $b * c$, es decir $1 * 1 = 1$ ($b * c = y = 1$)
- Entonces calculamos $x^0 - y$ es igual a 3 ($4 - 1$).
- Si se tiene una diferencia no negativo y se asigna las "y" paradas como paradas a programar de la galería asignada (P3).
- Se suma el grupo el segundo grupo secuencial como se asigna en un comienzo. En este caso se incorpora un elemento ($y = 1$)
- La lista queda como sigue y se vuelve a iterar

(P2, P3, P6) = 1

(P4, P7, P8) = 2

(P1, P5) = 3

Número de paradas es 3 ($x^0 = 3$)

Calculo:

- Primero $a_1 - a_2 = 1 - 2 = 1$
- $C = 3$, primer conjunto de galerías con menos paradas quemadas.
- Luego $b * c = 1 * 3$ ($y = 3$)
- Luego $x^0 - y = 3 - 3 = 0$
- Se asignas 3 paradas a la programación. ($y = 3$).
- Se incorporan 3 elementos a la programación al grupo de galerías en forma secuencial.
- La lista queda como sigue y se termina la iteración.

(P2, P3, P4, P6, P7, P8) = 2

(P1, P5) = 3

Número de paradas $x^0 = 0$.

Por ende la programación queda definida en las siguientes galerías (puntos de extracción) con las paradas a quemar (tronadura).

P3= 2 Galería P3, 2 paradas a quemar

P2=1 Galería P2, 1 paradas a quemar

P6=1. Galería P6, 1 paradas a quemar

BIBLIOGRAFIA.

- Paper varios de mina El Teniente.
- Paper corporación nacional del cobre.
- Información sistema base de costos COM 17 planificación Colon Alto.