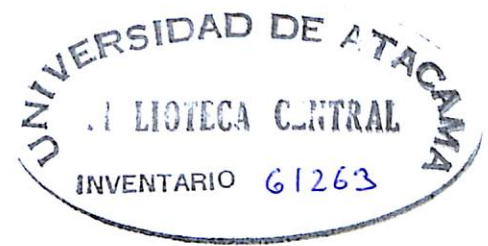


M
622
C231 m
2015

UNIVERSIDAD DE ATACAMA
FACULTAD DE INGENIERIA
DEPARTAMENTO INGENIERIA DE MINAS



MEJORA DE LA PRODUCTIVIDAD EN EL ÁREA DE DESARROLLO DE MINA
PUNTA DE COBRE

“Trabajo de titulación presentado en conformidad a los
Requisitos para obtener el título de Ingeniero Civil en Minas”

Profesor guía: Sr. Osvaldo Rojos P.

U. DE ATACAMA
BIBLIOTECA CENTRAL



ROBERTH ALEXANDER CANTILLANA MORENO

2015

Bib 25-488

28/09/2015 Departamento Ingeniería de Minas

DEDICATORIA.

Quiero dedicar este trabajo a mi familia y mis amigos más cercanos, pero en especial a mi Tío Tito, un pilar importantísimo en mi formación y mi segundo padre, Tío aunque ya no estés conmigo te digo que después de años de esfuerzo por fin lo logre, hoy puedo decir con orgullo que soy un Ingeniero Civil en Minas.

AGRADECIMIENTOS.

Sin duda, mi completo agradecimiento es a mi familia, amigos y a todas las personas que ayudaron en mi formación tanto personal como académica, pero quiero agradecer en especial a mis padres Juan y Patricia, por ser un apoyo incondicional para mí, a mi hermana Patricia que fue un aporte fundamental y le seré eternamente agradecido, a mis hermanos Allan y Juan que vieron todo el esfuerzo que realice a través de estos años. A mis amigos, pero en especial a Franco, Gonzalo, Alan, Norman Daniela y Camila que tuve el privilegio de ser sus amigos en esta etapa tan importante, y que siempre fueron un pilar importante a través de lo académico y de lo extracurricular, tengo la convicción de que nuestra amistad perdurará por muchos años más. No me quiero olvidar a una de las fuentes mayor de inspiración como lo fue mi “tío Tito” gracias por siempre brindarme tus consejos y enseñarme que solo el esfuerzo brinda resultados, fuiste, eres y serás una de las personas que más he querido en mi vida, y quiero decirte que lo logre, después de todo pude cumplir mi meta de ser Ingeniero Civil en Minas. Gracias Totales.

*Muchas gracias a todos los que fueron un aporte en mi formación,
de verdad gracias totales.*

ÍNDICE

CAPÍTULO I.-	RESUMEN EJECUTIVO	1
1.1.	INTRODUCCIÓN	1
1.2.	OBJETIVOS	2
1.2.1.	Objetivos Generales.....	2
1.2.2.	Objetivos Específicos	2
1.3.	MOTIVACIÓN DEL ESTUDIO	2
1.4.	ALCANCES Y RESTRICCIONES	2
1.5.	METODOLOGÍA.....	3
1.6.	CONCLUSIONES PRINCIPALES.....	3
CAPÍTULO II.-	ANTECEDENTES GENERALES	5
2.1.	RESEÑA HISTÓRICA	5
2.2.	UBICACIÓN	6
2.3.	CLIMA	8
2.4.	ADMINISTRACIÓN Y PERSONAL.....	8
2.5.	SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	9
2.6.	ABASTECIMIENTOS.....	10
2.6.1.	Energía	10
2.6.2.	Aire	10
2.6.3.	Agua	10
2.6.4.	Combustible	11
2.6.5.	Sistema de Radio Comunicación	11
2.7.	PLANTAS DE TRATAMIENTO	12
2.7.1.	Planta Biocobre.....	12
2.7.2.	Planta San José	13
CAPÍTULO III.-	GEOLOGÍA.....	15
3.1.	GEOLOGÍA REGIONAL.....	15
3.1.1.	Rocas Intrusivas.....	16
3.1.2.	Rocas Estratificadas	17
3.1.3.	Rocas Metamórficas.....	17

3.1.4	Estructuras.....	18
3.2.	GEOLOGÍA DEL DISTRITO.....	19
3.3.	GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO	21
3.3.1.	Zona de Oxidación	22
3.3.2.	Zona de Sulfuros.....	22
3.4.	GRUPO CHAÑARCILLO.....	24
3.4.1.	Formación Punta del Cobre.....	24
3.4.2.	Formación Abundancia	26
3.4.3.	Formación Nantoco.....	26
3.4.4.	Formación Totoralillo.....	27
3.4.5.	Formación Pabellón	28
3.5.	LITOLOGÍA DEL YACIMIENTO PUNTA DEL COBRE.....	29
3.5.1.	Lavas Inferiores.....	31
3.5.2.	Albitófiro.....	31
3.5.3.	Brecha Basal.....	31
3.5.4.	Brecha Mixta	32
3.5.5.	Brecha Sedimentaria.....	32
3.5.6.	Miembro Trinidad	32
3.5.7.	Sedimentos	32
3.5.8.	Lavas Superiores	33
3.5.9.	Calizas Formación Abundancia.....	33
3.5.10.	Gravas Aterrazadas	33
3.5.11.	Intrusivo Dacítico.....	34
3.6.	ALTERACIÓN HIDROTHERMAL.....	34
3.6.1.	Cloritización	34
3.6.2.	Albitización.....	35
3.6.3.	Sericitización	35
3.6.4.	Silicificación	35
CAPÍTULO IV.- MINA PUNTA DEL COBRE.....		37
4.1.	INSTALACIONES	37
4.1.1.	Instalaciones en Exterior Mina	37
4.1.2.	Instalaciones en Interior Mina.....	37

4.2.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	37
4.3.	DEFINICIONES MINERAS	40
4.3.1.	Caserón	40
4.3.2.	Rampa de Acceso	40
4.3.3.	Nivel de Producción (NP)	40
4.3.4.	Galería de Transporte (GT)	41
4.3.5.	Cruzado (Cz)	41
4.3.6.	Diagramas de Disparo	41
4.3.7.	Chimenea	41
4.3.8.	Piques de Servicio	42
4.3.9.	Estaciones de Carga	42
4.3.10.	Talud de Escurrimiento	42
4.3.11.	Botadero	42
4.3.12.	Pendientes	43
4.4.	SUB LEVEL STOPING	43
	DIAGRAMAS DE PERFORACIÓN	45
4.5.1.	Diagrama de Avance	45
4.5.1.1.	Diagrama 5,4 x 5,5 (Labor Tipo A)	45
4.5.1.2.	Diagrama 5,0 x 4,5 (Labor Tipo B)	46
4.5.1.3.	Disposición para la Generación de una Chimenea	47
4.5.2.	Diagrama de Producción	48
4.5.2.1.	Generación de la Cara Libre	48
4.5.2.2.	Under Cut	49
4.5.2.3.	Tiros Radiales	50
4.5.2.4.	Tiros de Banqueo	51
4.6.	ANTECEDENTES PARA LA GENERACIÓN DE LABORES Y CASERONES	53
4.6.1.	Antecedentes Geológicos	53
4.6.2.	Antecedentes Geomecánicos	57
4.6.2.1.	Mapeo Geomecánico	58
4.6.2.2.	Cartilla de Mapeo Geomecánico	59
4.6.2.3.	Campos Tensionales	61
4.6.2.4.	Importancia de las Tensiones Iniciales	62
4.6.2.5.	Determinación del Radio Hidráulico	63

CAPÍTULO V.-	OPERACIÓN Y EQUIPOS MINA.....	69
5.1.	PERFORACIÓN.....	69
5.1.1.	Perforación de Avance.....	69
5.1.2.	Perforación de Producción.....	70
5.1.2.1.	Perforación en 3" de Diámetro.....	70
5.1.2.2.	Perforación en 4½" de Diámetro.....	70
5.2.	TRONADURA	71
5.2.1.	Tronadura de Avance.....	71
5.2.2.	Tronadura de Producción en 3" de Diámetro.....	73
5.2.3.	Tronadura de Producción en 4 1/2" de Diámetro.....	74
5.3.	CARGUÍO Y TRANSPORTE	76
5.3.1.	Equipos en Interior Mina	76
5.3.1.1.	Carguío en Interior Mina.....	76
5.3.1.2.	Transporte en Interior Mina.....	77
5.3.2.	Equipos de Superficie	77
5.3.2.1.	Carguío y Transporte en Exterior Mina.....	78
5.4.	EQUIPOS DE APOYO	78
CAPÍTULO VI.-	ANÁLISIS DEL PROCEDIMIENTO DE PRODUCCIÓN	79
6.1.	TAREAS INSERTAS EN EL PROCESO DE AVANCE.....	79
6.1.1.	Preparación de Frente.....	80
6.1.2.	Procedimiento de Perforación de Desarrollo	80
6.1.3.	Carguío de la Frente	82
6.1.4.	Extracción de la Marina.....	83
6.1.5.	Acuñadura.....	84
6.1.6.	Fortificación.....	85
6.2.	TAREAS INSERTAS EN EL PROCESO DE PRODUCCIÓN	87
6.2.1.	Preparación del Sector.....	88
6.2.2.	Procedimiento de Perforación de Producción.....	89
6.2.3.	Carguío de Tiros Realce o Banqueo	91
6.2.4.	Extracción de la Saca con Cargador Frontal o Scoop	94
6.2.5.	Transporte del Mineral desde Interior Mina a Inclinaos	96
6.2.6.	Transporte del mineral desde los inclinados a planta	97

CAPÍTULO VII.- PROCEDIMIENTO DE PERFORACIÓN Y TRONADURA
SECUNDARIA 99

7.1. DEFINICIONES.....	99
7.2. RESPONSABILIDADES, OBLIGACIONES Y MATERIALES.....	101
7.2.1. Responsabilidades	102
7.2.2. Obligaciones	102
7.2.3. Materiales	103
7.3. PROCEDIMIENTO DE TRABAJO.....	103
7.3.1. Ingreso al Área Industrial.	103
7.3.2. En el Área de Trabajo	104
7.3.2.1. Control de Ingreso a la Mina.....	104
7.3.2.2. Ingreso al Sector y Perforación de Tiros.....	104
7.3.2.3. Perforación.....	105
7.3.2.4. Carguío de Explosivo.....	106
7.3.2.5. Evacuación de la Mina y Realización de la Tronadura.....	107
7.3.2.6. Ingreso a la Mina después de una Tronadura.....	108
CAPÍTULO VIII.- IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA.....	109
8.1. RAZONES PRINCIPALES DEL INCUMPLIMIENTO DE LAS METAS DE PERFORACIÓN.....	109
8.1.1. Pérdidas Operacionales	110
8.1.1.1. Inicio y cambio de turno.....	111
8.1.1.2. Instrucciones y revisión área de trabajo y equipo.....	111
8.1.1.3. Traslado del operador.....	112
8.1.1.4. Perforación Brazo Derecho e Izquierdo.....	112
8.1.1.5. Espera de reparación brazo Derecho e Izquierdo y equipo.....	113
8.1.1.6. Reparación.....	113
8.1.1.7. Mantención Programada.....	113
8.1.1.8. Reparación por Accidente.....	114
8.1.1.9. Sin Agua.....	114
8.1.1.10. Sin Energía.....	115
8.1.1.11. Cambio de Punto de Operación.....	115
8.1.1.12. Tronadura.....	115
8.1.1.13. Ventilación.....	116

8.1.1.14. Repaso de Tiros.....	116
8.1.1.15. Falta de Suministros.....	117
8.1.1.16. Pegadura.....	117
8.1.1.17. Acuñadura y Limpieza de Postura.....	118
8.1.1.18. Sin Operador.....	118
8.1.1.19. Stand By.....	119
8.1.1.20. Colación.....	119
8.1.1.21. Esperando Marcas.....	119
CAPÍTULO IX.- MODELO OPERACIONAL: TREN	121
9,1 RESEÑA DEL TREN.....	121
9.2 FUNCIONAMIENTO DEL TREN	122
9.2.1 Operador.....	122
9.2.2 Equipos.....	123
9.2.3 Mecánico	125
9.2.4 Supervisor.....	125
9,3 RENDIMIENTOS ANTES DEL TREN	126
9.4 IMPLEMENTACIÓN TREN	128
9.4.1 Índices Operacionales.....	128
9.4.1.1 Utilización.....	129
9.4.1.2 Disponibilidad.....	130
9.4.1.3 Mts/Hrs Percusión.....	131
9.4.2 Detalle Año 2015.....	132
9.5 COSTOS OPERACIONALES.....	136
9.5.1 Definición de costos operacionales para los Boomers	136
9.5.2 Cálculos de costos Boomer.....	138
9.5.3 Análisis de Costos Boomer	142
CAPÍTULO X.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	144
10.1 CONCLUSIONES	144
10.2 RECOMENDACIONES Y OPORTUNIDADES DE MEJORA	145
10.2.1 Calidad de información.....	145
10.2.2 Procesamiento de la información	146

10.2.3 Implementación del modelo a otros equipos	146
ANEXOS.....	147
Anexo Report Operador y Report Equipo.....	147
Anexo 9.5.2: Tabla de valores promedio del dólar – Periodo 2012 – 2015....	149
ANEXO 9.6: TABLA DE RENDIMIENTOS DEL TREN BOOMER POR FAENA PARA EL AÑO 2015	
149	
BIBLIOGRAFÍA.....	150

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4.1: Valores de RQD.....	66
Tabla 8.2: Límites permisibles de gases nocivos en minería	116
Tabla 9.2: Detalle de Información Año 2015	133
Tabla 9.3: Costos anuales Boomers – Periodo 2012 – 2015	138
Tabla 9.4: Cálculo de costos unitarios equipos Boomer.....	139

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 4.1: Radio Hidráulico Teórico.....	63
Gráfico 9.1: Rendimientos Boomers 2012 – 2014.....	126
Gráfico 9.2: Promedio de rendimientos Año 2015.....	127
Gráfico 9.3: Grafico Utilización 2014-2015.....	129
Gráfico 9.4: Grafico Disponibilidad 2014-2015.....	130
Gráfico 9.5: Grafico Disponibilidad 2014-2015.....	131

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 4.1: RMR según Burton.....	60
Ecuación 4.2: Radio Hidráulico	63
Ecuación 4.3: Número de Estabilidad	64
Ecuación 4.4: Índice de Calidad de Rocas.....	64
Ecuación 4.5: Índice de Calidad del Macizo Rocosó Modificado.....	65
Ecuación 4.6: Índice de Calidad de la Roca (%)	66
Ecuación 4.7: Factor de Esfuerzo de la Roca	66
Ecuación 4.8: Factor de orientación de las paredes del caserón	68

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Mapa de Ubicación de la Mina.....	7
Figura 2.2: Organigrama Mina Punta del Cobre.....	9
Figura 3.1: Mapa Geológico Simplificado de la Región de Atacama.....	16
Figura 3.2: Mapa Estructural Regional de Atacama.....	19
Figura 3.3: Columna Litológica Típica del Yacimiento Punta del Cobre.....	22
Figura 3.4: Distrito Punta del Cobre.....	23
Figura 3.5: Perfil Geológico.....	23
Figura 3.6: Distribución Espacial de la Formación Punta del Cobre.....	25
Figura 3.7: Cronología Yacimiento Punta del Cobre.....	30
Figura 4.1: Vista 3D Esquemático del Método de Explotación.....	38
Figura 4.2: Sub Level Stopping.....	44
Figura 4.3: Diagrama 5,4 x 5,5, Labor Tipo A.....	46
Figura 4.4: Diagrama 5,5 x 4,5, Labor Tipo B.....	47
Figura 4.5: Chimenea VCR.....	48
Figura 4.6: Generación de la Cara Libre.....	49
Figura 4.7: Under Cut.....	50
Figura 4.8: Tiros Radiales.....	51
Figura 4.9: Tiros de Banqueo.....	52
Figura 4.10: Sondajes de Reconocimiento.....	54
Figura 4.11: Infill y Muestreo Intensivo.....	55
Figura 4.12 Caracterización Geológica.....	56
Figura 4.13: Diagrama de Flujo Información Mina Punta del Cobre.....	57
Figura 4.14: Diagrama Procedimiento Geomecánico.....	58
Figura 4.15: Clasificación de Bieniawski.....	60
Figura 4.16: Cartilla de Mapeo Geomecánico.....	61
Figura 4.17: Obtención del Factor de Ajuste por Orientación de Diaclasas.....	67
Figura 4.18: Influencia en Falla del Ángulo θ	68
Figura 5.1: Consumo de Explosivo para ambos Equipos de Perforación.....	72
Figura 5.2: Configuración de Cargas en Diagrama de Tronadura de 3".....	74
Figura 5.3: Configuración de Cargas en Diagrama de 4 1/2".....	75
Figura 6.1 Acuñadura Mecanizada con Bell y Acuñadura Manual con Manitou.....	84

Figura 7.1 Esquema de Perforación y Tronadura Secundaria en MPC.....	101
Figura 7.2 Horarios de Tronadura MPC.....	107
Figura 8.1 Simulación de perforación de ambos brazos.....	112
Figura 8.2 Marcas para un Equipo Boomer.....	120
Figura 9.1 Esquema General del Tren.....	122
Figura 9.2 Boomer Modelo H-282.....	124
Figura 9.3 Boomer Modelo M2C.....	124
Figura 9.4 Pirámide organizacional.....	126
Figura 9.5 Avance del Desarrollo Mensual en MPC 2015.....	134
Figura 9.6 Rendimiento Mensual Tren Boomer en MPC 2015.....	135

CAPÍTULO I.- RESUMEN EJECUTIVO

1.1. Introducción

La abundancia de recursos naturales, han hecho de Chile un “país minero”. Incluso destaca como nación importante en el ranking internacional de algunos recursos. En el territorio chileno se presenta la mayor mineralización cuprífera del mundo y se encuentran algunos de los depósitos de mayor tamaño conocidos a escala mundial.

Las características más importantes en el negocio minero son: Es un negocio de duración finita, geográficamente estático, posee prolongados períodos pre-inversionales y de construcción, es intensivo y de alto riesgo en capital, requiere personal altamente calificado, tiene productividad decreciente en el tiempo, entre otras, además es una actividad que está sujeta a mejoras en los distintos procesos productivos que se llevan a cabo en la operaciones básicas y a la innovación tecnológica.

Es así como la optimización de procesos toma un rol importante para alcanzar los estándares de trabajo de excelencia operacional que se manejan en las grandes empresas internacionales, y empresa PUCOBRE no escapa a este escenario. En este contexto, para mejorar la eficiencia de los procesos productivos en mina Punta de Cobre se utilizan modelos de excelencia operacional como: TPM (Gestión Productiva Total), Mexo 2.0 (Herramienta de TPM) y Auditorías Generales (herramienta que se utiliza con el propósito de levantar pérdidas operacionales que se generan en los procesos productivos, y así luego realizar mejoramientos continuos en cada uno de ellos).

Otro punto muy relevante tiene que ver con la energía y sus elevados precios. Este insumo básico, es el principal costo de la industria minera. Nuestro país tiene costos de energía que más que duplican el de otros países de la región.

Adicionalmente, el agua en Chile es escasa, especialmente en la zona norte del país donde se emplazan la mayoría de los proyectos mineros.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivos Generales

El siguiente informe posee como objetivo principal:

- Aumentar la productividad en el área de desarrollo en Mina Punta de Cobre

1.2.2. Objetivos Específicos

- Analizar la eficiencia de la productividad de la perforación en el área de desarrollo entre el método anterior y el actual.
- Realizar un análisis comparativo entre los costos asociados a la perforación de los equipos Boomer entre el método anterior y el actual,
- Identificar posibilidades de mejoras para el método actual.

1.3. Motivación del Estudio

Actualmente la industria minera tiene la necesidad estratégica de maximizar la utilidades del negocio, frente a esto, Pucobre y principalmente el área de Operaciones Mina se vio en la necesidad de optimizar la operación perforación en desarrollo considerando la existencia de las pérdidas operacionales como un factor importante dentro del proceso productivo, debido al aumento progresivo de éste en los últimos años.

1.4. Alcances y Restricciones

Este trabajo está focalizado principalmente en buscar estrategias que permitan la optimización de la productividad en el área de perforación de desarrollo, en el contexto de una industria minera que día a día requiere minimizar sus costos, mediante un riguroso

análisis a todas las actividades que engloban al proceso de perforación, y que de algún modo afectan los resultados que se esperan obtener al final del Ciclo.

1.5. Metodología

Pucobre es una empresa que se caracteriza por buscar constantemente la optimización de sus procesos productivos mediante el uso de ingeniería aplicada a las operaciones. En este trabajo de titulación se realizó una optimización de la productividad en el área de desarrollo mediante el estudio del impacto que tienen las pérdidas operacionales en Mina Punta del Cobre, analizando los factores más importantes que afectan a la perforación y como estos se relacionan con botada final.

Sin bien es cierto, la perforación es uno de los procesos unitarios dentro de la minería, esta no puede operar eficientemente si no tiene el apoyo de otras unidades como lo son el área de Mantención, Servicios, Topografía, etc. Por lo tanto, este estudio se caracteriza demostrar la importancia que tienen cada uno de estos para la operación de perforación en desarrollo de interior mina en cuanto a los tiempos operacionales y los rendimientos de los diferentes equipos. Además se realiza un registro estadístico que sirve como un estudio de línea base para el seguimiento de los equipos y sus pérdidas en Mina Punta del Cobre mediante la generación de informes diarios de la perforación en desarrollo en interior mina. Finalmente se analizó el proceso completo de perforación en avance, y se identificó que inicialmente la presencia de las pérdidas operacionales las cuales merman el rendimiento del equipo Boomer y por consecuencia el rendimiento del de perforación en desarrollo.

1.6. Conclusiones Principales

de los equipos, y los equipos Boomers no son la excepción. Es por ello que en este nuevo

modelo operacional llamado Tren, el mecánico toma un papel principal en el escenario de la perforación debido a que ayuda a controlar las principales pérdidas operacionales. En relación a esto si se controlan, la utilización de los equipos Boomer aumenta en un 5,2% al comparar la entre periodos sin el Tren (Antes de 2015) y el Tren, además es importante mencionar que los rendimientos (Mts/Hrs Percusión) en MPC aumentaron en un 7%. Por consiguiente, el rendimiento de extracción está en función de la planificación de perforación y los servicios asociados a ella, entonces la productividad de los Boomer no sólo depende de la capacidad del operador y del equipo, sino además del mecánico que apoya de manera constante al equipo, de los servicios asociados (Electricidad, Aguas, etc.), para que el equipo tenga los requerimientos mínimos para poder operar, también de la capacidad de coordinación entre otras áreas como Tronadura, ventilación etc. Para que la postura en que vaya a operar esté en las condiciones mínimas para perforar.

También es importante recalcar que los costos unitarios asociados al metro perforado en Desarrollo disminuyeron en promedio un 24%, y que si de forma hipotética con el modelo anterior se quisiera realizar la misma cantidad de metros que se hacen en la actualidad se disminuirían en un 45%. Finalmente todo lo anterior se revisa diariamente en las reuniones de Desarrollo en donde se analizan los distintos factores que afectan los rendimientos del equipo y a su vez se preparan las siguientes frentes de trabajo para asegurar la continuidad de la perforación en desarrollo.

CAPÍTULO II.- ANTECEDENTES GENERALES

2.1. Reseña Histórica

PUCOBRE S.A. fue creada el 11 de julio de 1989, con la finalidad de continuar con la explotación y comercialización de los minerales del yacimiento minero Punta del Cobre de Tierra Amarilla, que hasta entonces había sido explotada por empresarios mineros privados y una empresa subsidiaria estatal.

El año 1989 el nivel de producción llegaba a 60.000 toneladas mensuales de minerales sulfurados de cobre, que se comercializaban en su estado natural, entregándose para su tratamiento a plantas de beneficio existentes en la región, de propiedad de terceros, debiendo pagar altos aranceles por su procesamiento.

Con la formación de PUCOBRE S.A., se produce un cambio en el concepto de comercialización, orientado a incorporar mayor valor agregado al producto final. Para este fin, se arrienda durante el año 1990, una pequeña planta concentradora que permitía procesar hasta 4.000 toneladas mensuales de mineral sulfurado y obtener concentrados de una ley de 29% de cobre, con recuperaciones cercanas al 95%.

Los buenos resultados obtenidos en estas experiencias, incentivaron a la Sociedad a desarrollar los estudios de ingeniería, que posteriormente han posibilitado aumentar el tratamiento propio de minerales sulfurados de cobre mediante el proceso de concentración por flotación.

Consecuente con el principio de obtener un producto final de alto valor agregado, la Sociedad desarrolló durante los años 1992 y 1993 el Proyecto Planta Biocobre, destinado a producir cátodos de cobre de alta pureza a partir de minerales oxidados existentes en sus propias pertenencias mineras. El proyecto incluyó las tecnologías más modernas utilizadas en el tratamiento de minerales oxidados, entre las cuales

destacan la aplicación de lixiviación bacteriana para la disolución de las especies sulfuradas, la extracción por solvente, como método de concentración y purificación de las soluciones, el uso de cátodos permanentes en la nave electrolítica. Todas las innovaciones tecnológicas incorporadas al Proyecto Planta Biocobre, hicieron posible la obtención de cátodos de cobre grado A, que han tenido gran aceptación en los mercados internacionales de Estados Unidos, Europa y Asia.

En el año 1997, la sociedad adquiere la Planta San José, planta que cuenta con instalaciones para procesar 220.000 toneladas de minerales sulfurados por año, mediante el proceso de concentración por flotación que viene a reemplazar la pequeña planta experimental que mantenía en calidad de arriendo. La sociedad tomó posesión material de la Planta San José en el mes de julio del año 1997 y en el mes de mayo de 1998, se dio el inicio a las operaciones de la Planta ampliada a 960.000 toneladas de mineral por año.

Actualmente los niveles de producción en la empresa alcanzan las 300.000 toneladas/mes de mineral.

2.2. Ubicación

PUCOBRE S.A. tiene en operación las faenas mineras denominadas Mina punta del cobre, Mina Venado Sur, Mina Manto de cobre además de los proyectos Proyecto granate y Proyecto El espino.

PUCOBRE S.A. tiene sus oficinas generales en la ciudad de Copiapó, Región de Atacama, situada a 805 kilómetros al norte de la ciudad de Santiago de Chile.

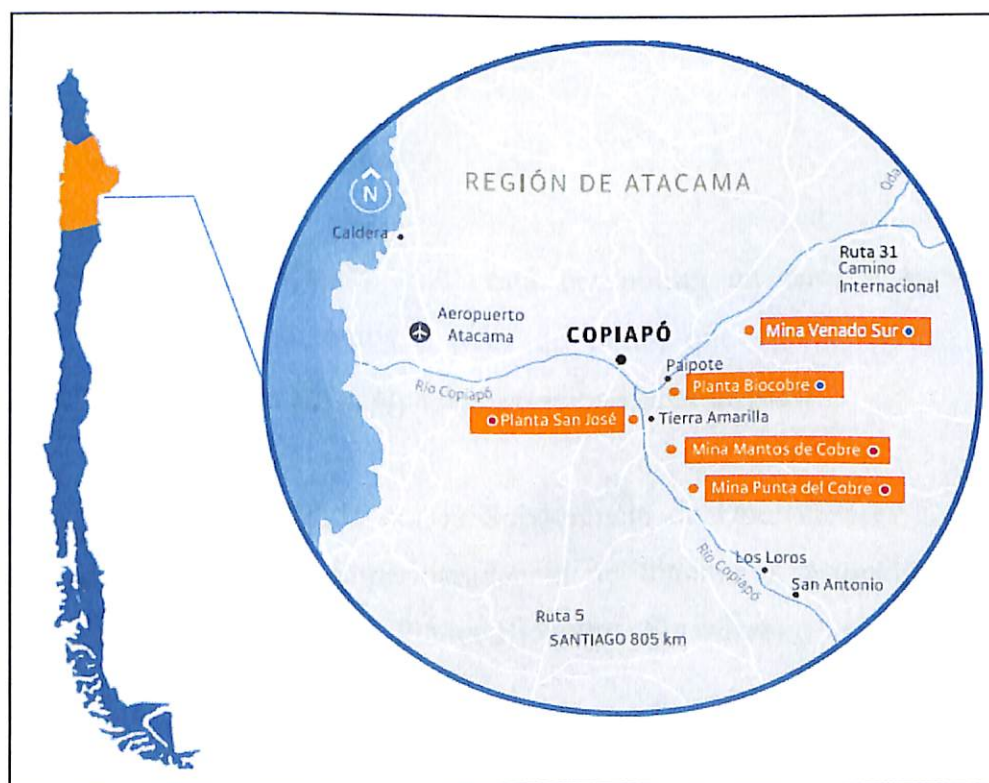
Mina Punta del Cobre (antiguamente Minas Socavón Rampa, Trinidad y Mina Abundancia), se encuentra ubicada en la República de Chile en la Región de Atacama, Provincia de Copiapó, comuna de Tierra Amarilla a 18 kilómetros de la

ciudad de Copiapó. Las coordenadas geográficas del sector son 27° 30' latitud Sur y 70° 15' longitud Oeste, siendo la cota media de 650 m.s.n.m.

Mina Venado Sur se ubica a 35 kilómetros de Planta Biocobre, Mina Manto de cobre se ubica a aproximadamente 5 kilómetros de tierra amarilla siguiendo el camino a Copiapó, El proyecto granate se encuentra a escasos metros de planta San José y el proyecto espino se encuentra ubicado en la cuarta región.

La planta de tratamiento de Sulfuros San José, está ubicada en las cercanías del río Copiapó en la localidad de Tierra Amarilla a 4,2 kilómetros de la mina Punta del Cobre y la planta de tratamiento de óxidos Biocobre, se ubica a 16 kilómetros de la mina Punta del Cobre, a un costado del Camino Internacional.

Figura 2.1: Mapa de Ubicación de la Mina



2.3. Clima

El clima de la zona de la mina, en verano es desértico, con temperaturas entre 16° C y 30° C, en cambio en invierno, es templado y seco y las temperaturas oscilan entre 12° C y 18° C. Las diferencias de temperaturas son más notables entre el día y la noche que entre verano e invierno. Las zonas con este clima se ubican bajo el nivel de la inversión de temperatura, con temperaturas moderadas y humedad suficiente para permitir la generación de algún tipo de vegetación de estepa en los sectores bajos.

El régimen de lluvias se puede considerar escaso debido al número de precipitaciones anuales de la zona. Las precipitaciones aumentan con la latitud y con la altura, concentrándose en los meses de invierno. Los totales anuales llegan a 12mm en Copiapó y 34mm en Los Loros.

Por lo general el clima es muy apropiado para la faena minera permitiendo las actividades los 365 días del año.

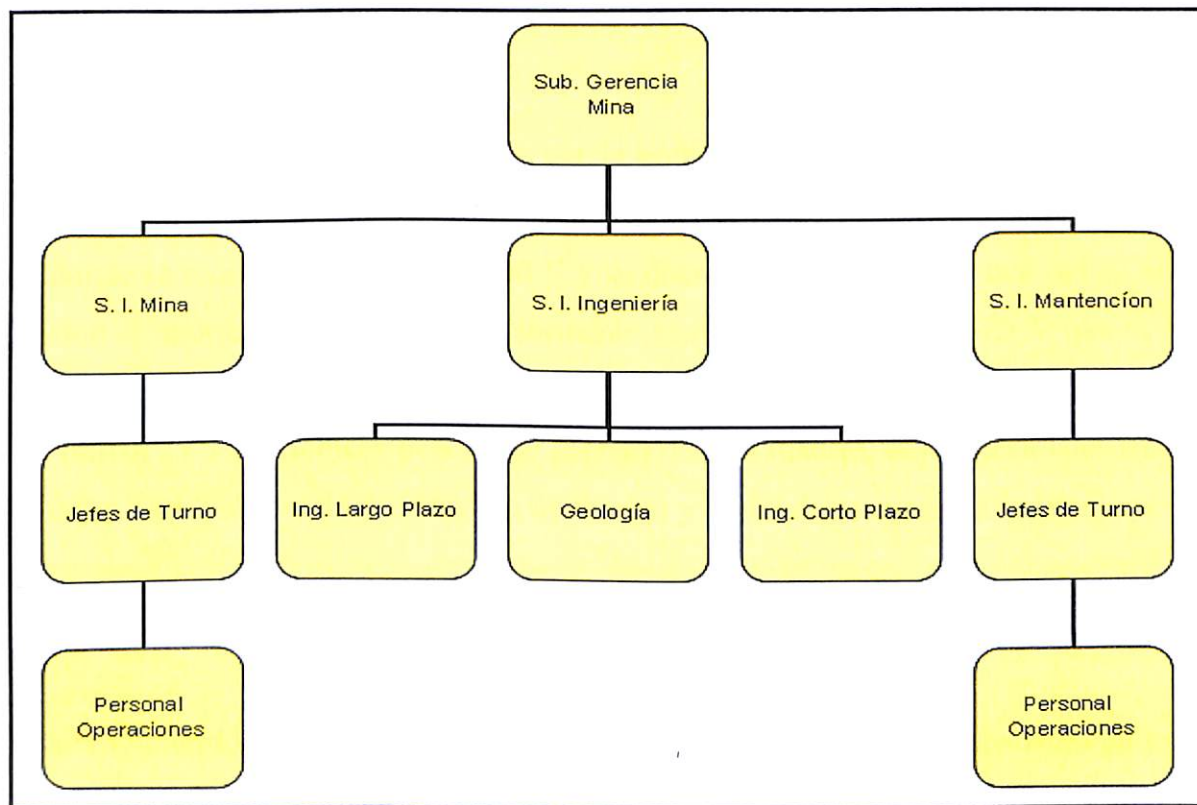
2.4. Administración y Personal

La organización de PUCOBRE S.A. está compuesta en base a Subgerencias, Superintendencias, Departamentos y jefes de turno, que operan en las áreas de Producción, área Administrativa, área de Servicios y área de Staff.

El área de Producción, dirigida por la Subgerencia de Operaciones, opera con la Superintendencia de Minas, Superintendencia de Ingeniería, Superintendencia de Mantención, Superintendencia de Planta Biocobre, Superintendencia de Planta San José y jefes de turno.

El área Administrativa, el área de servicios y área de Staff, operan con Superintendentes y Jefes de Departamentos.

Figura 2.2: Organigrama Mina Punta del Cobre



2.5. Sistema de Explotación

La mina en sus comienzos era explotada por pirquineros que extraían el mineral de la superficie o a escasa profundidad.

El método aplicado actualmente al yacimiento es Sub Level Stopping, este método de explotación consiste en el arranque del mineral a través de sub niveles, creando caserones la mayoría sin relleno posterior.

2.6. Abastecimientos

2.6.1. Energía

El suministro eléctrico es abastecido por la empresa eléctrica Emelat, la cual llega con su red de alta tensión de 23.000 V a las subestaciones de superficie de la mina, en donde se reduce la tensión a 4.160 V y se distribuye por medio de una red de alta tensión al interior de la mina, posteriormente se reduce la tensión a 380 V que es lo que requieren los equipos, para tal efecto se cuenta con 11 subestaciones interiores, la red utiliza 25 TGF (tablero general de fuerza) o cajas madres, desde las cuales salen 20 cajas TDF (tablero de distribución de fuerza) y es donde se conectan los equipos.

2.6.2. Aire

El aire requerido para las operaciones mineras es proporcionado por dos ventiladores extractores principales con una potencia de 1000 Hp cada uno haciendo circular entre ambos un caudal aproximado de 100000 Cfm. Además la mina cuenta con una docena de ventiladores auxiliares que son instalados de acuerdo a los requerimientos de terreno.

2.6.3. Agua

El sistema cuenta en superficie con una piscina de 300 mt³ donde ingresa el agua al sistema proveniente de pozos profundos ubicados en Tierra Amarilla. Desde aquí el agua es distribuida a tres estanques, uno a cota de 750 m.s.n.m. con una capacidad de 30 mt³ desde donde se abastece a los niveles superiores de la mina y dos a una cota de 680 m.s.n.m. con una capacidad de 20 mt³ cada uno para alimentar los niveles con cota inferior a 590. Esta agua es sólo de uso industrial y no apta para el consumo humano. El agua para beber se compra envasada en Copiapó, la empresa distribuidora se encarga de ponerla en la faena.

Además el sistema cuenta en el interior de la mina con piscinas de recuperación en los niveles 295 y 415 donde el agua proveniente de los distintos laboreos de la mina es purificada por decantación y luego filtros. Luego el agua es impulsada por bombas a un estanque ubicado en el nivel 560 con una capacidad de 40 mt³ desde donde es redistribuida para ser reutilizada.

Para esto Mina Punta del Cobre cuenta con una intrincada red de tuberías HDPE cuyos diámetros son de 90 mm en el exterior de la mina y 63 mm en el interior, sometidas a una presión de trabajo de 12 bar.

2.6.4. Combustible

El combustible necesario para las operaciones se obtiene a partir de la compra a Copec, quien se encarga de abastecer cada 4 días los dos estanques de petróleo cuya capacidad alcanza los 80.000 Lts.

Todos los demás insumos se obtienen por medio del Departamento de Abastecimiento ubicado en las oficinas centrales en Copiapó.

2.6.5. Sistema de Radio Comunicación

El sistema de Radiocomunicaciones de Mina Punta del Cobre es básicamente una interfaz de comunicación que permite la conversación entre personas con radios portátiles y/o vehículos con radio, tanto en el interior como en el exterior de la mina.

Para la comunicación exterior se cuenta con antenas de transmisión y recepción para dos canales, y para interior mina se tienen todas las componentes básicas para el sistema de comunicación por cable Leaky Feeder.

2.7. Plantas de Tratamiento

2.7.1. Planta Biocobre

Planta Biocobre está ubicada 16 kilómetros de la Mina Punta del Cobre, su capacidad de producción es de 22 toneladas por día de cátodos con una pureza de 99,99 % de cobre.

La Planta es abastecida con minerales oxidados provenientes de Mina Venado Sur y del sector San Antonio en Mina Punta del Cobre como también de compra a terceros.

El mineral con un tamaño máximo de 20" es recibido y pesado en Planta, para luego ser alimentado a una etapa de chancado primario, donde el mineral es reducido de tamaño a 100% bajo 4" y enviado a un acopio de gruesos de 3.000 toneladas de capacidad. Por intermedio de correas transportadoras el mineral es alimentado a una etapa de chancado secundario y terciario, en donde el mineral es reducido 100% bajo 1/2".

El producto de la etapa terciaria es alimentado a una tolva de finos de 50 toneladas, desde esta tolva se alimenta el mineral chancado a un tambor aglomerador, el cual por intermedio de la adición de ácido sulfúrico concentrado y agua permite aglomerar las partículas finas y gruesas en forma homogénea. El aglomerado es transportado mediante camiones al área de lixiviación en pilas, compuesta por 3 sectores: sector N° 1 de 18 pilas, sector N° 2 de 15 pilas y sector N° 3 de 4 pilas, sumando un total de 37 pilas.

El mineral aglomerado es descargado en un apilador mecánico que permite la formación de las pilas, con una altura de 3 metros, 19,5 metros de ancho y 90 metros de largo. El mineral cargado en la pila permanece alrededor de 100 días en la etapa de lixiviación, para luego ser descargado y transportado al depósito de ripios con un bajo

contenido en cobre. La etapa de lixiviación consiste en el riego de las pilas con una solución diluida de ácido sulfúrico por medio de aspersores. La solución rica en cobre, fierro, manganeso, cloruro y otros elementos es canalizada al pozo de solución rica. La solución rica contiene 4 gr/lt de cobre es enviada por medio de bombas flotantes al área de extracción por solventes (SX) con un filtro de 280 m³/hr. En el área de extracción por solventes la solución rica de lixiviación es mezclada con una resina orgánica que capta el cobre en forma selectiva, obteniéndose una solución de refino con 0,25 gr/lt de cobre que es reutilizada en la lixiviación. La resina orgánica se descarga entregando el cobre a un electrolito agotado proveniente de la etapa de Electro-obtención (EW).

El electrolito cargado con cobre es enviado al área de Electro-obtención, compuesta por 52 celdas electrolíticas, con 33 cátodos permanentes de acero inoxidable y 34 ánodos insolubles de plomo-calcio-estaño. El cobre en solución es depositado en el cátodo a través de la aplicación de corriente continua. Luego de 6 días de depósito la celda es cosechada, y se procede a conformar paquetes de 33 cátodos de cobre, con un peso unitario aproximado de 40 Kg por cátodo. El paquete es pesado en una balanza de alta precisión y luego es almacenado en una bodega dispuesta para tal efecto. El cobre producido es analizado por la empresa externa SGS, la cual certifica calidad y peso para su posterior comercialización. La producción es exportada a diferentes países de Europa, Asia y América.

2.7.2. Planta San José

La Planta de tratamiento de sulfuros San José, está ubicada en las cercanías del Río Copiapó en la localidad de Tierra Amarilla, a 4,2 kilómetros de Mina Punta de Cobre.

El mineral es pesado y recepcionado para pasar a una tolva de alimentación de chancado primario, en donde se reduce desde un tamaño máximo de 31" hasta menos

de 6", por medio de un chancador de mandíbula Nordberg C-140 B de 48" x 55". El chancado secundario y terciario se realiza por medio de chancadores Hidrocono Svedala de la serie 6000 y 8000, en donde se reduce el mineral a ¼".

La molienda se realiza por vía húmeda y está compuesta por dos molinos de bolas Dominion (uno de 13"x 18" y otro de 16.5" x 28") en circuito convencional.

La concentración se realiza por flotación en celdas de distintos volúmenes y además una columna de 13 m² de área por 12 m de alto.

La etapa de espesamiento se realiza por medio de un espesador Outokumpu de 16 m de diámetro, en donde se extrae agua del concentrado para aumentar el porcentaje de sólido en la pulpa para posteriormente alimentar a los filtros cerámicos.

El filtrado se realiza por medio de dos filtros tipo cerámico Outomec, de 30 y 45 m² de área de secado respectivamente. Esta etapa entrega un concentrado con un porcentaje de humedad cercano al 9%.

El concentrado producido contiene un 29% de cobre, es acopiado y preparado para embarque con destino a la fundición.

CAPÍTULO III.- GEOLOGÍA

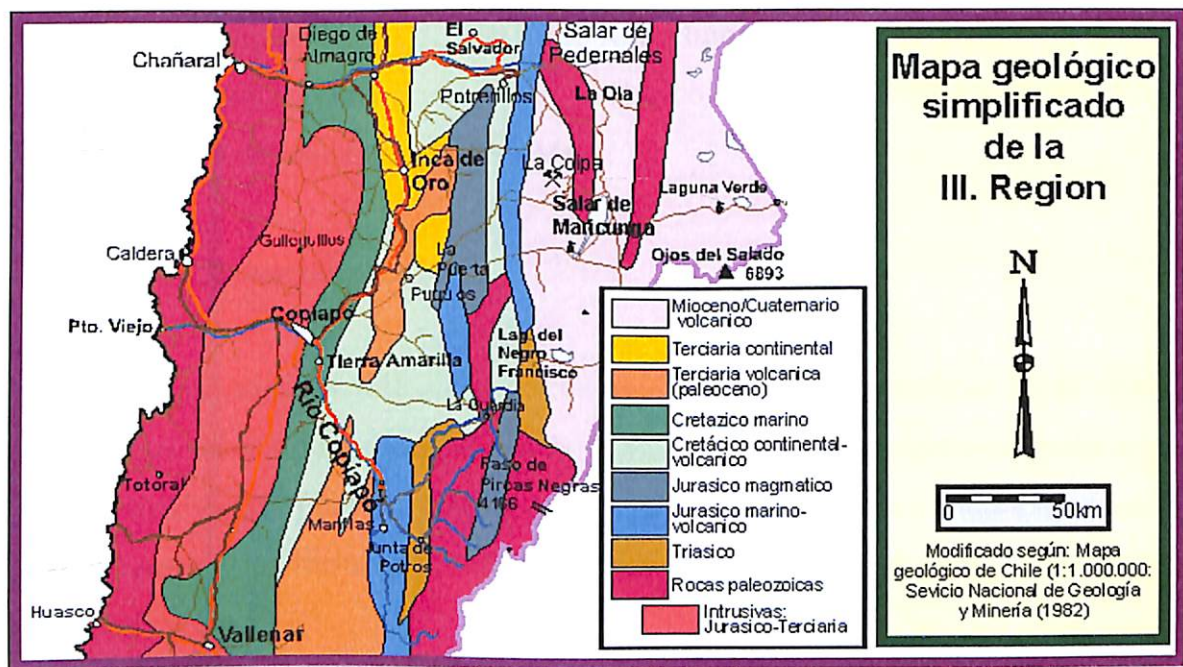
3.1. Geología Regional

Los yacimientos están emplazados en la formación Punta del Cobre de la edad Cretácica (Neocomiana), constituida principalmente por rocas volcánicas expuestas en la parte central del Anticlinorium de Tierra Amarilla al sur de Copiapó. Esta formación consiste principalmente de rocas volcánicas y volcanoclásticas calcoalcalinas alteradas y es posible dividirlas en las siguientes unidades:

- Lavas inferiores, denominadas también Albitófiro.
- Brecha Basal, continental y volcanoclástica en su parte inferior.
- Lutitas, chert, brechas epiclásticas y calizas.
- Andesitas basálticas y Andesitas.
- Lavas Superiores, compuestas por basaltos alterados, andesitas basálticas, tobas y tobas retrabajadas.

El cobre es explotado principalmente desde brechas, vetas, stockwork y mantos. La mineralización hipógena es sencilla, compuestas por: calcopirita, pirita, magnetita y hematina. Esta mineralización está controlada principalmente por estructuras de dirección NNW a NW.

Figura 3.1: Mapa Geológico Simplificado de la Región de Atacama



3.1.1. Rocas Intrusivas

Prácticamente la mitad de los terrenos en el área de Tierra Amarilla corresponde a afloramientos de rocas ígneas batolíticas, y la otra mitad a rocas estratificadas, con su equivalentes metamórficos en la zona de contacto con las rocas intrusivas.

Estas rocas intruyen en las rocas neocomianas del grupo Chañarillo, desarrollando una aureola de metamorfismo de contacto.

Tilling (1962) dividió las rocas intrusivas que afloran en la parte sur del cuadrángulo Copiapó y en la parte norte del cuadrángulo Nantoco, en 13 unidades mapeables, todas asignadas a un mismo batolito.

Seegerstrom et al. (1963) hace una subdivisión en 5 unidades del batolito y rocas asociadas, en ella distingue: gabros, dioritas de piroxeno, diorita de hornblenda y granodiorita.

Arévalo (1995), agrupa las rocas intrusivas presentes en el área de estudio en cinco eventos magmáticos: Granitoides del Cretácico Inferior Temprano de 134 a 131 Ma; Granitoides del Cretácico Inferior Tardío de 119 a 108 Ma; Plutones Pequeños de 103 ± 5 Ma (Arévalo, 1995); Intrusivos Subvolcánicos del Cretácico Inferior Tardío-Cretácico Superior e Intrusivos Subvolcánicos de 101 a 90 Ma.

3.1.2. Rocas Estratificadas

En el sector oriental del valle del Río Copiapó, aflora una secuencia de rocas estratificadas que corresponden principalmente a una secuencia de rocas volcano-sedimentarias. Estas rocas estratificadas (que conforman el grupo Chañarcillo), han sido clasificadas como pertenecientes a las formaciones de Punta del Cobre, Abundancia y Nantoco, todas de edad Neocomiana.

La formación Punta del Cobre, es importante por sus yacimientos albergados, está constituida por lavas andesíticas con intercalaciones clásticas de origen volcánicas sedimentarias.

3.1.3. Rocas Metamórficas

La aureola metamórfica alcanza un ancho promedio de 2,5 kilómetros, zona que se confina al lado Oeste del Río Copiapó al contacto con las rocas intrusivas, mientras que en lado Este del valle los efectos metamórficos son menores. En la zona interior de la aureola metamórfica, las rocas sedimentarias y volcánicas originales han sido metamorfoseadas a Skarn, córneas, rocas calcoalcalinas y también rocas metavolcánicas. El metamorfismo que afectó a las formaciones Punta del Cobre y Abundancia, originó granatitas y rocas corneanas de diópsido.

3.1.4 Estructuras

A nivel regional se observa un sistema complejo, provocado por un intenso régimen tectónico que funcionó en distintas etapas deformacionales, como consecuencia de esto, el área se presenta afectada por plegamientos y sistemas de fallas.

Uno de los rasgos estructurales más importantes lo constituye el anticlinorium de Tierra Amarilla, en cuya ala oriental se sitúa el Yacimiento de Punta del Cobre.

Esta macro estructura tiene una orientación Noroeste y sus alas asociadas presentan inclinaciones de 25° , aunque en algunos sectores se observan manteos casi verticales, como consecuencia de pliegues secundarios.

En el área existen numerosas fallas. Las más notables son aquellas relacionadas a los sistemas de fallas de Atacama, de orientación Norte-Sur; la del valle del Río Copiapó, de orientación Noroeste-Sureste, y la de Quebrada de Paipote, orientada Noreste-Suroeste, estas últimas cubiertas en gran medida por los depósitos cuaternarios.

Todas las unidades litológicas están plegadas y conforman un monoclinorium de orientación NNO-SSE y manteos variables entre 10° - 60° al E. En esta franja, destacan pliegues de flanco que definen cambios de rumbo general.

Por otra parte, existen fallas que afectan a todas las unidades (excepto a las gravas aterrazadas) y que se pueden agrupar en tres sistemas:

- Sistema N-S: De gran corrida (300 – 1000 metros) y gran manteo.
- Sistema NNE/SSO: Corrida entre 300-700 metros subverticales.
- Sistema NO/SE: De corridas entre 300-700 metros.

Las principales estructuras desarrolladas en el ámbito regional corresponden a fallas inversas, fallas normales, escamas tectónicas y pliegues anticlinales.

Figura 3.2: Mapa Estructural Regional de Atacama.



3.2. Geología del Distrito

Los depósitos de Cu del cinturón Punta del Cobre están hospedados en la formación Punta del Cobre, de edad pre-valanginiano superior. Sobre la formación yacen calizas neocomianas (Grupo Chañarillo) depositadas en la cuenca marina de trasarco. En este distrito el cobre (mineral sulfurado) se presenta en forma de cuerpos de brechas, vetas y mantos en una asociación de mineralogía simple, constituida por calcopirita, pirita, magnetita y hematina.

Los yacimientos del distrito presentan un pronunciado control estructural. La mineralización se orienta a lo largo de las mayores fallas distritales. La morfología de estos, está afectada por plegamientos y fallas que a veces dislocan la mineralización.

La mineralización primaria fue afectada por procesos de oxidación y enriquecimiento supérgeno, que generaron menas lixiviables en los niveles superiores del yacimiento.

En el distrito el mineral se extrae de los cuerpos de brechas, vetas o desde cuerpos concordantes denominados Mantos. La mineralización del distrito está ubicada principalmente en albitófiro y en las lavas inferiores y tiene como límite superior el contacto albitófiro-Sedimentos, y está constituida por calcopirita, pirita, magnetita, hematina y la ganga que es calcita y cuarzo. Las brechas son de mayor importancia por su volumen y leyes.

La mineralización en la zona de oxidación está asociada a abundantes limonitas en fracturas y celdillas, siendo las especies mineralógicas de la mena las siguientes: malaquita, crisocola, atacamita, azurita, calcopirita, cuprita y cobre nativo, asociados con minerales de ganga como limonita, pirita, calcita, cuarzo y clorita.

Las especies mineralógicas en el área de sulfuros tienen poca diversidad y se manifiestan en forma compacta en los mantos y vetas relleno de fracturas y espacios abiertos, entre los fragmentos de brecha en albitófiro y diseminada o formando pequeños núcleos de esta roca.

El único y exclusivo mineral de mena es calcopirita, asociado a minerales de ganga tales como pirita, calcita, cuarzo, hematina y magnetita.

3.3. Geología del Yacimiento

El yacimiento se encuentra emplazado en roca volcánica y sedimentaria de la formación Punta del Cobre. El modelo geológico del yacimiento tipificado por la formación Punta del Cobre, presenta las unidades litológicas definidas como: albitófiro, en contacto con una brecha volcanosedimentaria y la brecha mixta en contacto con el albitófiro, así también las lavas inferiores, como las unidades más profundas.

La mineralización se emplaza principalmente en la brecha volcanosedimentaria, la brecha mixta y en el albitófiro, de lo cual este último contiene la mayor parte de los recursos minerales. La mineralización de sulfuros está contenida en la unidad de albitófiro en el cual se presenta como cuerpos de brechas y vetas.

La mineralización es controlada por la litología y por las fallas pre-minerales que representaron el camino de las soluciones ascendentes portadoras de cobre, hasta los receptáculos de las unidades de brecha volcanosedimentaria, brecha mixta, albitófiro y lavas inferiores. Del punto de vista morfológico la mineralización se presenta en tres tipos principales: mantos, brechas y vetas. Su roca encajadora es andesita, albitófiro, lutita, conglomerado y su mineralización comprende: calcopirita, pirita, magnetita, cuarzo y calcita.

Los procesos de alteración supérgena, han permitido la formación de dos zonas claramente definidas

- Zona de oxidación
- Zona de sulfuros

3.3.1. Zona de Oxidación

Se extiende desde la superficie hasta la cota 500. Las especies minerales oxidadas presentes en el área de la mina son malaquita, crisocola, atacamita, cuprita, azurita y cobre nativo, asociados con minerales de ganga como limonita, hematita, calcita, cuarzo y clorita.

3.3.2. Zona de Sulfuros

Se ha reconocido una extensión vertical desde la cota 640 hasta la cota 175. La mineralización de la mena útil es simple y consiste de calcopirita como mineral económico además de la presencia de oro. La ganga consiste principalmente de pirita, especularita, hematita, cuarzo, calcita y otros minerales como feldespato, clorita y anhidrita.

Figura 3.3: Columna Litológica Típica del Yacimiento Punta del Cobre

FORMACION	UNIDAD	COLUMNA	POTENCIA	LITOLOGIA	MINERALIZACION
ABUNDANCIA	Ka		220m.	Sedimentarias calcáreas finas fosilíferas.	
PUNTA DEL COBRE	Kpels		10m. a 120m.	Lavas superiores (Andesitas) intercaladas con sedimentos fosilíferos.	
	Kpcs		40m.	Tobas rojas, grises, lutitas, limonitas y calizas.	
	Kpesb		12m.	Brechas Volcano-Sedimentaria Basal.	Manto
	Kpemix		4m.	Brecha mixta.	
	Kpcf		300m.	Lavas medias (Andesitas) ("Albitófiro")	Cuerpos Brechosos Cuerpos Stockwork Vetas
	Kpeli		200m.	Lavas Inferiores (Traquiandesitas)	Cuerpos Brechosos Cuerpos Stockwork Vetas
	Kped				

Figura 3.4: Distrito Punta del Cobre

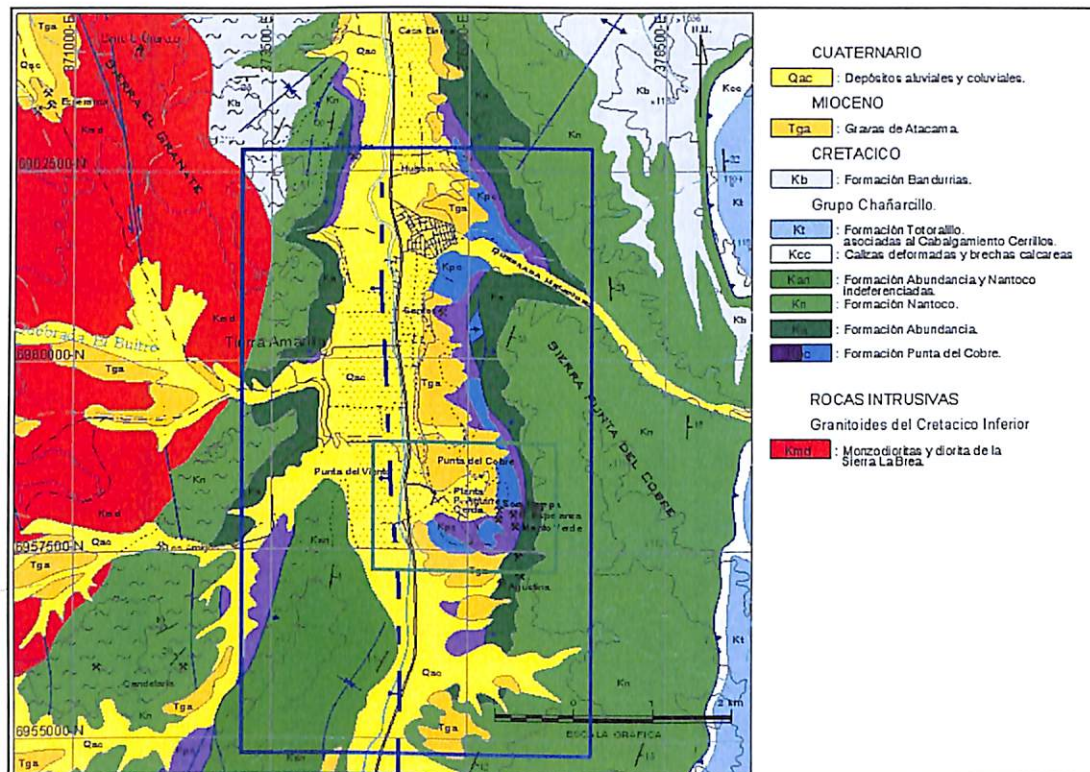
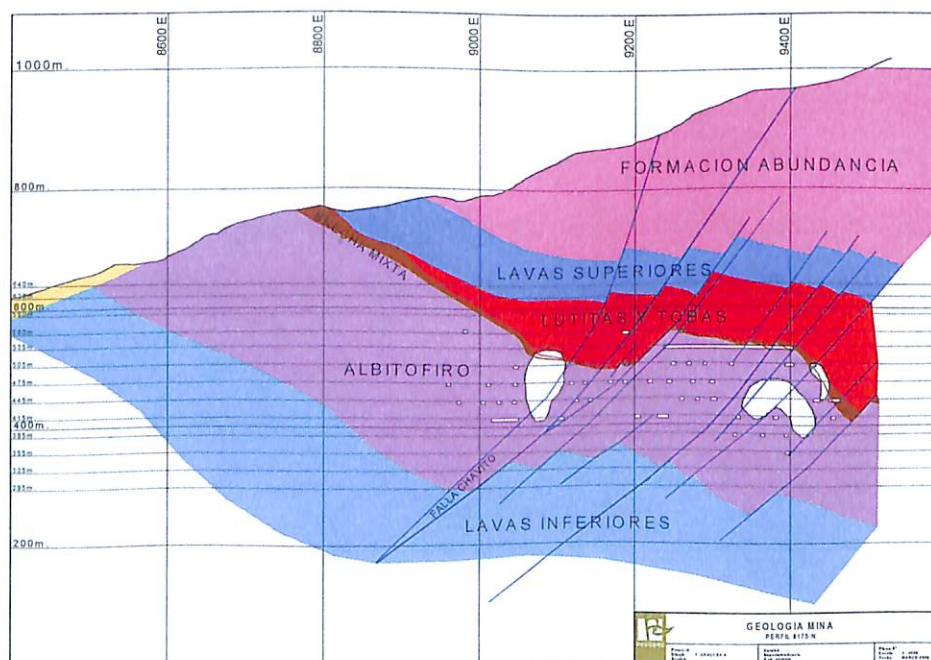


Figura 3.5: Perfil Geológico



3.4. Grupo Chañarcillo

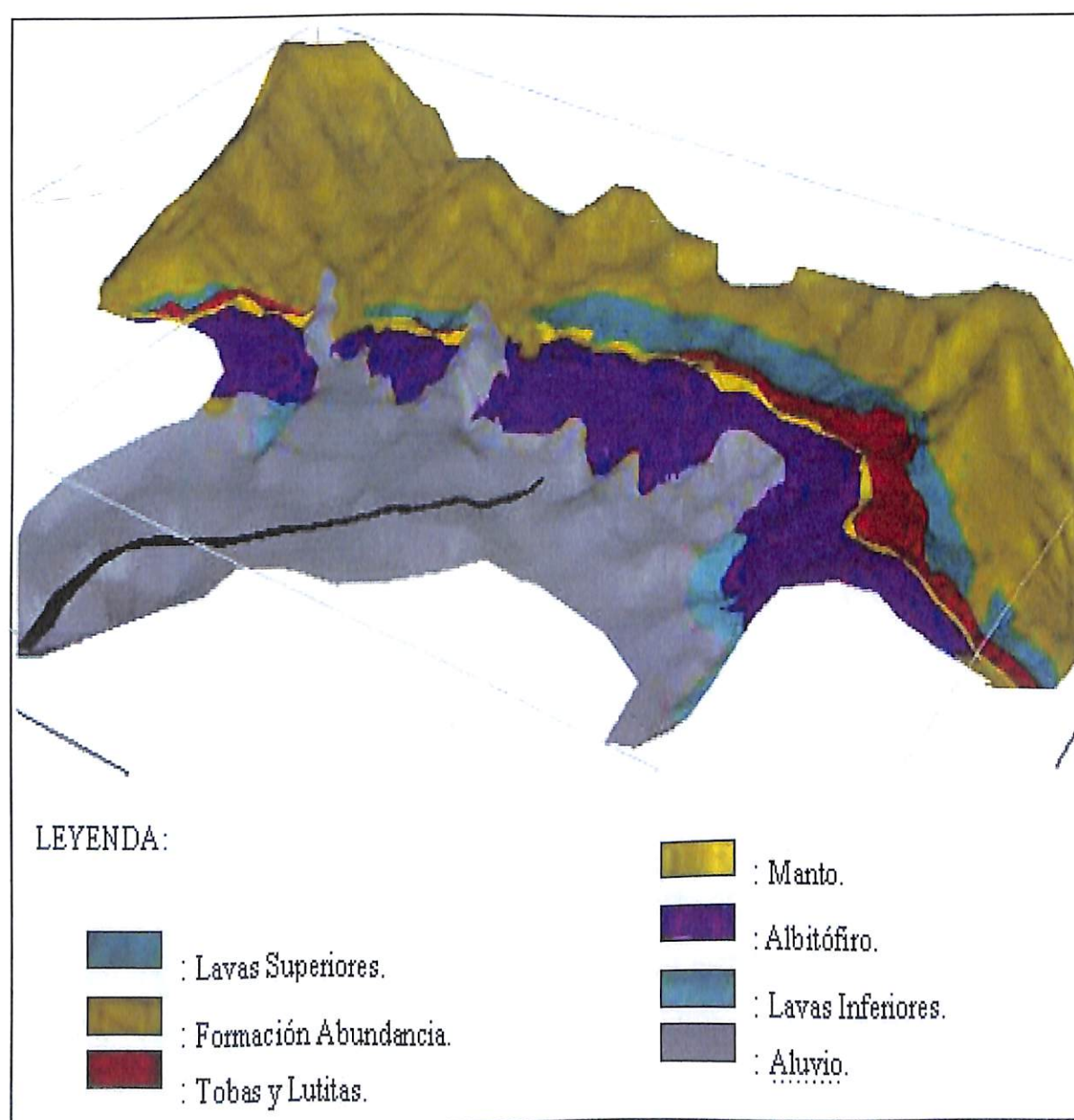
Little (1926), agrupó los sedimentos marinos de edad Neocomiana presentes en el área de estudio, en la Formación Chañarcillo. Esta fue posteriormente separada en cuatro formaciones (Biese, 1942), que de más antigua a más joven son: Abundancia, Nantoco, Totoralillo y Pabellón, las cuales corresponden a rocas calcáreas marinas de la sección Neocomiana al Este y Sureste de Copiapó (Biese, 1942). Segerstrom y Parker (1959), incluyeron originalmente en el grupo Chañarcillo solamente a las 4 formaciones definidas por Biese (1942). Posteriormente Segerstrom y Ruiz (1962), junto con definir la Formación Punta del Cobre incluyeron esta unidad como la parte más antigua del Grupo Chañarcillo. Finalmente Segerstrom (1968) incluye formalmente a la Formación Punta del Cobre dentro del Grupo Chañarcillo, quedando compuesta por cinco formaciones, que son Punta del Cobre, Abundancia, Nantoco, Totoralillo y Pabellón.

3.4.1. Formación Punta del Cobre

Esta unidad tiene una extensión aproximada de 12 kilómetros en dirección norte-sur y aproximadamente 2 kilómetros, de ancho de este a oeste. De acuerdo con Segerstrom y Ruiz, (1962), las capas de esta formación infrayacen discordantemente a los estratos de la formación Abundancia y tendrían un origen volcánico submarino.

De base a techo se divide en lavas inferiores, albitófiro, brecha basal, miembro trinidad y finalmente la unidad de lavas superiores, las cuales se detallan a continuación:

Figura 3.6: Distribución Espacial de la Formación Punta del Cobre



3.4.2. Formación Abundancia

La localidad tipo de la Formación Abundancia está inmediatamente al Este de la mina Abundancia, donde según Biese (1942), toda la unidad litológica está representada por 69 metros de calizas y rocas clásticas interestratificadas, concordantes sobre la Formación Punta de Cobre. El aspecto bandeado de la parte inferior de la Formación cambia gradualmente hacia arriba a un aspecto más homogéneo, de tal manera que es difícil decidir dónde poner el límite superior, especialmente debido a que la unidad Nantoco, que se sobrepone concordantemente, es de litología similar (principalmente calizas).

La formación Abundancia está constituida por fangolitas y grauwakas verdes calcáreas dispuestas en capas de espesor continuo, con estructuras de pseudonódulos que internamente gradan a fangolitas calcáreas blanquecinas macizas con laminación muy fina. Estas rocas que en su conjunto forman alrededor de 200 m, representarían la acumulación de turbiditas volcanoclásticas de grano fino acompañadas por precipitación carbonatada en ambiente submareal profundo (Arévalo, 1995).

En las calizas de la base de la Formación Abundancia, inmediatamente sobre la localidad fosilífera de Punta del Cobre en el lado norte de Quebrada Nantoco, se encontró ammonites *acanthodiscus* y *olcostephanus curacoensis* que indican una edad Valanginiana Superior (Corvalán, 1974).

3.4.3. Formación Nantoco

La localidad tipo de la Formación Nantoco, se encuentra en el pueblo de Nantoco, ubicado en la parte nororiental del cuadrángulo homónimo, se extiende hacia el suroeste como una franja ancha y ocupa en el cuadrángulo un área de afloramiento mayor que la de cualquier otra unidad litológica. Según Corvalán (1974), la Formación Nantoco corresponde a una secuencia de rocas calcáreas marinas intercaladas concordantemente entre las formaciones Abundancia, infrayacente, y Totoralillo, suprayacente. El contacto inferior, está definido

por la primera aparición de capas de caliza compacta gris oscura, con color de meteorización pardo rojizo con abundantes concreciones ferruginosas, que se disponen sobre areniscas tobáceas gris verdosas de la Formación Abundancia. Según Arévalo (1995), el contacto superior de la Formación Nantoco es por falla, que corresponde al Cabalgamiento Cerrillos que pone en contacto a las formaciones Nantoco y Totoralillo. La Formación Nantoco se compone de 750 m de calcilutitas y calcilutitas limosas (“mudstones”) de colores gris oscuro a gris claro, dispuestas en capas de espesor continuo (10-80 centímetros), con trazas de fósiles tipo thalassinoide, especialmente comunes en la parte media inferior de la secuencia lo cual indica depósitos carbonatados de ambiente submareal profundo (Arévalo, 1995). Presentan intercalaciones de 0,3-1 m de arcosas verdes, de grano medio y fino, gradadas en forma normal (turbiditas de grano medio). En Cerro Ladrillos afloran capas intercaladas de fangolitas montmorilloníticas rojas, cuyo color deriva de la desvitrificación de materiales cineríticos. La unidad culmina con un nivel persistente de calcarenitas bio e intraclásticas (“grainstones”) (Arévalo, 1995). La presencia del ammonites criocerasandinum en el miembro inferior indica una edad Hauteriviana Superior (Corvalán y Pérez, 1958).

3.4.4. Formación Totoralillo

La secuencia de la Formación Totoralillo está caracterizada por limolitas calcáreas marinas y calizas margosas finamente estratificadas las que presentan localmente un color de meteorización rojizo pálido. Calizas gris claras a amarillentas, con buena estratificación, organizadas en subsecuencias de grano y estrato crecientes que varían desde calcilutitas con laminación plana milimétrica en la base (llanuras algáceas en ambiente intramareal), a calcilutitas arenosas con intercalaciones de calcilutitas bioclásticas (“Wackestones”) en capas macizas de 20 a 40 centímetros en el techo (ambiente submareal) (Arévalo, 1995). Estas rocas, que en Quebrada Meléndez suman alrededor de 245 m de potencia, se acuñan hacia el norte hasta alcanzar sólo 75 m de espesor en Quebrada Cinchado (Arévalo, 1995). La unidad destacada por su estratificación fina y por ser muy fosilífera (Corvalán, 1974). La localidad tipo está en estación Totoralillo, cerca del borde central-este del cuadrángulo

Nantoco. Tal como el miembro inferior de la Formación Nantoco, la tendencia en la Formación Totoralillo es a ser más clástica, tener más pedernal, y ser menos calcárea hacia el sur. Al sur de la Quebrada Los Toros, en los primeros 20 a 30 m aparecen capas pisolíticas. El tamaño de las pisolitas varía de menos 0,1 centímetros a 1,3 centímetros, tienen en su mayor parte, un diámetro de 0,3 centímetros. La roca que contiene las pisolitas es generalmente pedernal amarillo verde oscuro. La Formación Totoralillo contiene crioceratites andinum, por lo que su edad al igual que la Formación Nantoco, es Hauteriviana Superior (Segerstrom et al., 1963 y Corvalán, 1974).

Según Segerstrom (1968), la Formación Totoralillo cubre concordantemente el miembro superior de la Formación Nantoco. Sin embargo, estudios recientes (Arévalo, 1995) muestran que ambas formaciones están en contacto por falla. Esta falla corresponde al Cabalgamiento Cerrillos, en cuya base existen brechas calcáreas asociadas que han sido mapeadas y asignadas por Arévalo (1995) a la unidad informal “Calizas deformadas y brechas calcáreas asociadas al Cabalgamiento Cerrillos (Kcc)”, por lo tanto las formaciones Nantoco y Totoralillo son equivalentes en edad, tal como lo muestran los fósiles.

3.4.5. Formación Pabellón

La Formación Pabellón está constituida por rocas sedimentarias marinas, de litología variable, principalmente calcáreas (Biese, 1942). Las rocas de esta Formación sobreyacen en concordancia a la Formación Totoralillo e infrayacen en discordancia a la Formación Cerrillos. Esta secuencia es instruida en toda su longitud por filones de andesitas intrusivas (Kai). El espesor de la secuencia varía de 565 a 2100 metros (Biese, 1942).

La Formación Pabellón consiste de una secuencia de rocas calcáreas arenosas de 430 metros de espesor, formada por calcilutitas gris clara a amarillentas (“Wackestones” bio y extraclásticos y “mudstones” laminados), calcilutitas bioturbadas (“Wackestones” bioclásticos) y calcarenitas (“grainstones” bioclásticos) depositadas en ambiente submareal. Presentan principalmente en su parte basal, capas intercaladas de fangolitas

montmorilloníticas negras (“Cherts”) (pedernal negro según Segerstrom et al., 1963) derivadas de la desvitrificación de materiales cineríticos (uno de ellos constituye una capa guía de 2 m de espesor, indicativa de la base de la Formación).

La edad de la Formación es Aptiano inferior o límite Barreamiano-Aptiano (Corvalán, 1974).

3.5. Litología del Yacimiento Punta del Cobre

En la parte baja del yacimiento se reconoce el paquete completo de rocas correspondientes a la Formación Punta del Cobre sobre las cuales se dispone la Formación Abundancia, ambas del Neocomiano, sobre las cuales finalmente se depositaron las gravas aterrazadas del Terciario Superior Cuaternario.

A continuación se presenta la siguiente gráfica en donde es posible apreciar la cronología que ha tenido el yacimiento de Mina Punta del Cobre.

Figura 3.7: Cronología Yacimiento Punta del Cobre

EDAD	FORMACION	UNIDAD	POTENCIA	LITOLOGIA	MINERALIZACION
CUATERNARIO	ALUVIOS	Qal	0 a 30 m.	Sedimentos inconsolidados	_____
	GRAVAS	Qat	Hasta 200 m.	Sedimentos aterrazados poco consolidados	_____
DISCORDANCIA					
NEOCOMIANO	ABUNDANCIA	Ka	220 m.	Sedimentos calcáreos finos fosilíferos	_____
CRETACICO INFERIOR (NEOCOMIANO)	PUNTA DEL COBRE	Kpds	10 - 120 m.	Lavas Superiores Andesitas intercaladas con sedimentos fosilíferos	_____
		Kpds	40 m.	Tobas, rojas, grises, lutitas, limonitas	_____
		Kpcsb	12 m.	Brecha Volcano-Sed. Basal	- Oxidos: Malaquita, Chalcocita, Atacamita - Sulfuros: Calcocina, Covellina, Calcopirita
		Kpdmix	4 m.	Brecha mixta	- Brecha y diseminada - Oxidos: Malaquita, Chalcocita, Atacamita - Sulfuros: Calcocina, Covellina, Calcopirita
		Kpcf	300 m.	Lavas Andesíticas Medias "Albitofiro"	- Brecha Stockwork y vetas - Oxidos: Malaquita, Chalcocita, Atacamita, Cuprita, Almagre - Sulfuros Secundarios: Calcocina y Covellina - Sulfuros Primarios: Calcopirita
		Kpcli	>200 m.	Lavas Inferiores Andesíticas	Vetas y Stockwork, Calcopirita
		Base no expuesta		Intrusivo Dacítico	

3.5.1. Lavas Inferiores

Las Lavas Inferiores, corresponden a traquiandesitas, las cuales muestran características de rocas extrusivas con rasgos fluidales, lo que indicaría que se pueden definir como lavas de composición andesítica - traquiandesítica. Son de gran espesor y extensión areal, se sitúan estrictamente bajo el albitófiro y su base no aflora, razón por la cual, se ha definido un espesor mínimo para esta unidad de 700 m.

3.5.2. Albitófiro

Esta unidades de composición andesítica a dacítica, de textura porfídica con una masa fundamental traquítica de estructura fluidal. Cerca del contacto con el manto mineralizado se encuentra lixiviada, con abundante limonita rellenando fracturas, lo que le da una tonalidad pardo-grisácea. Al alejarse del contacto con la brecha sedimentaria predomina el color verde grisáceo, debido a la presencia de abundante clorita.

El albitófiro está expuesto en profundidad a través de todo el yacimiento y en superficie se reconoce a lo largo de toda la franja occidental, es de espesor variable entre 270 a 400 metros.

3.5.3. Brecha Basal

La Brecha Basal definida por Marschik (1997) está compuesta por dos unidades litológicas definidas por Ortiz et. al. (1966), localmente como la unidad de brecha mixta (Kpcmix) y la brecha sedimentaria (Kpcsb) esta última es definida localmente dentro del yacimiento como “manto”.

3.5.4. Brecha Mixta

Esta unidad es una roca de transición entre el manto y el albitófiro, reconocida como una toba de lapilli y cenizas incluyendo fragmentos de rocas volcánicas, sedimentarias, jaspe y una matriz fina tamaño arena con cemento de óxidos de cobre y minerales oxidados de hierro principalmente. La unidad Kpcmix es de potencia variable y a veces no se encuentra, pasando directamente de albitófiro a manto.

3.5.5. Brecha Sedimentaria

Se define como brecha sedimentaria rojiza, constituida por un material volcánosedimentario de grano fino ocasionalmente conglomerádico, con lentes de conglomerado brechoso fino, con clastos de sedimentos silíceos, calcáreos, traquiandesíticos y de albitófiro en un matriz limo-arenosa media a fina. Con un contenido abundante de hematita (especularita) y a veces de magnetita en la matriz de la roca, lo que imprime una tonalidad rojiza a toda la unidad.

La brecha, está expuesta a lo largo de todo el yacimiento, pero con potencias bastantes irregulares y las cuales en general van disminuyendo paulatinamente de sur a norte (desde 25 metros a 1 metro).

3.5.6. Miembro Trinidad

El Miembro Trinidad descrito por Marschik (1997), está compuesto por la unidad litológica definida por Ortiz et. al. (1966) Sedimentos (Kpcs).

3.5.7. Sedimentos

Sedimentos tobas, exhalitas, lutitas y areniscas finas, grises, expuestas a lo largo de todo el yacimiento, en algunos sectores cerca de superficie esta unidad está obliterada por el gran

3.5.4. Brecha Mixta

Esta unidad es una roca de transición entre el manto y el albitófiro, reconocida como una toba de lapilli y cenizas incluyendo fragmentos de rocas volcánicas, sedimentarias, jaspe y una matriz fina tamaño arena con cemento de óxidos de cobre y minerales oxidados de hierro principalmente. La unidad Kpcmix es de potencia variable y a veces no se encuentra, pasando directamente de albitófiro a manto.

3.5.5. Brecha Sedimentaria

Se define como brecha sedimentaria rojiza, constituida por un material volcánosedimentario de grano fino ocasionalmente conglomerádico, con lentes de conglomerado brechoso fino, con clastos de sedimentos silíceos, calcáreos, traquiandesíticos y de albitófiro en un matriz limo-arenosa media a fina. Con un contenido abundante de hematita (especularita) y a veces de magnetita en la matriz de la roca, lo que imprime una tonalidad rojiza a toda la unidad.

La brecha, está expuesta a lo largo de todo el yacimiento, pero con potencias bastantes irregulares y las cuales en general van disminuyendo paulatinamente de sur a norte (desde 25 metros a 1 metro).

3.5.6. Miembro Trinidad

El Miembro Trinidad descrito por Marschik (1997), está compuesto por la unidad litológica definida por Ortiz et. al. (1966) Sedimentos (Kpcs).

3.5.7. Sedimentos

Sedimentos tobas, exhalitas, lutitas y areniscas finas, grises, expuestas a lo largo de todo el yacimiento, en algunos sectores cerca de superficie esta unidad está obliterada por el gran

espesor que alcanza las lavas superiores con las que se inter-digitan. Este nivel se engruesa hacia el sur y en profundidad alcanzando espesores superiores a los 140 metros.

3.5.8. Lavas Superiores

Lavas Superiores, de composición andesíticas con algunos pequeños niveles clásticos. Se encuentra en la parte superior del yacimiento y expuestas en superficie en el sector central Sur del área de estudio, su espesor varía entre unos 10 a 120 metros acuniéndose rápidamente en profundidad.

3.5.9. Calizas Formación Abundancia

Calizas y sedimentos calcáreos (Form. Abundancia), expuestos en el margen oriental del yacimiento, definiendo todo el relieve positivo. Su espesor es del orden 200 metros, y su base sobreyace concordantemente a rocas volcano-clásticas de la formación Punta del Cobre.

La edad de esta unidad es neocomiana, datada paleontológicamente. Incluye un nivel guía constituido por areniscas medias (Kaa) de 20 a 40 metros de espesor y ubicado entre 25/60 metros, sobre los sedimentos o Lavas Superiores de la Formación Punta del Cobre.

3.5.10. Gravas Aterrazadas

Gravas Aterrazadas, polimixtas. Varían en espesor desde 0 a 63 metros o más y su base configura paleocanales rellenos. Su edad se considera Terciario superior/cuaternario.

3.5.11. Intrusivo Dacítico

Aflora en el sector norte del área y está parcialmente cubierto por sedimentos de terrazas. Es elongado en sentido Noroeste, con un largo de aproximadamente 160 m y 20 m promedio de ancho. Su posición es sub-vertical. Instruye al “Albitófiro” y la unidad Kpcsb, sin afectar la unidad Kpcs.

3.6. Alteración Hidrotermal

La alteración hidrotermal en el área se presenta en varios tipos (clorítica, albítica, potásica, silícica, sericitica y carbonática) y asociaciones de minerales de alteración y afecta las rocas de la Formación Punta del Cobre. Las más extensas y de mayor importancia por su asociación con la mineralización de cobre son las siguientes alteraciones:

3.6.1. Cloritización

Es el tipo de alteración más desarrollado en el distrito. Afecta principalmente a los ferromagnesianos y a la masa fundamental de la unidad de lavas inferiores y al albitófiro. Además ocurre rellenando amígdalas en la parte superior de las coladas de lava, junto con calcita y cuarzo.

La cloritización es particularmente extensa dentro del ámbito de los depósitos del distrito, especialmente, en los cuerpos de brechas, vetas y zonas fracturadas, dando a las rocas huéspedes un color gris verdoso oscuro característico. La clorita se asocia con sericita, calcita, cuarzo y minerales arcillosos.

3.6.2. Albitización

Se manifiesta por un reemplazo de la composición original de las plagioclasas de albitófiro por albita/oligoclasa. Esta alteración se destaca bajo microscopio por la turbidez y aspecto difuso de las plagioclasas y por el alto contenido en sodio de las rocas afectadas.

3.6.3. Sericitización

Ocurre rodeando a los cuerpos de brechas o vetas formando halos de venillas en las zonas fracturadas. Afecta de preferencia a los feldespatos y se asocia con otros minerales de alteración como clorita, calcita y cuarzo.

3.6.4. Silicificación

Afecta al Albitófiro y a las Lavas Inferiores y sectores de las brechas sedimentarias. Ocurre asociada a la sericita y calcita en halos de venillas y también se distribuye en la roca en forma intersticial o rellenando oquedades. La sílice en conjunto con la calcita están considerados como buenos indicadores en la localización de los cuerpos mineralizados.

En el distrito se reconocieron dos episodios de alteración que generaron 5 asociaciones de minerales de alteración (Marschik 1996).

Un primer episodio de alteración produjo una intensa albitización de las rocas de la oración. Este primer episodio generó las siguientes asociaciones de minerales de alteración:

- Albita + Cuarzo + Clorita + Sericita + Calcita
- Feldespato K + Cuarzo + Clorita/Biotita + Sericita + Calcita.

Un segundo episodio de alteración está relacionado al metamorfismo de contacto generado por el emplazamiento del batolito cretácico y afecta principalmente las rocas del lado oeste del río Copiapó pero extendiéndose paulatinamente hacia al sector oriental del distrito.

Desde oeste hacia al este las asociaciones de minerales de alteración que resultaron de este segundo episodio de alteración son las siguientes:

- Actinolita + Biotita + Sericita
- Biotita + Clorita + Sericita + Epidota
- Epidota + Clorita + Cuarzo + Calcita

Este segundo evento está asociado a la mayor depositación de calcopirita.

CAPÍTULO IV.- MINA PUNTA DEL COBRE

4.1. Instalaciones

Para el funcionamiento de la mina Punta del Cobre, esta consta de instalaciones tanto en superficie como subterráneas.

4.1.1. Instalaciones en Exterior Mina

Las instalaciones en superficie corresponden principalmente a:

- Oficinas
- Policlínico
- Sala de cambio
- Talleres de mantención
- Bodegas
- Inclínados de depósitos de material

4.1.2. Instalaciones en Interior Mina

Las instalaciones de interior mina corresponden a:

- Polvorín
- Refugios
- Subestación Eléctrica

4.2. Método de Explotación

Hoy en día las empresas mineras cada vez más especializadas en la extracción de recursos mineros han desarrollado una variada gama de Métodos de Explotación que los podemos

Este método de explotación se caracteriza por mantener un ritmo de producción medio, teniendo costos de producción relativamente bajos, recuperando entre un 70 y 80% de los recursos minerales con una dilución entre un 10 y 15%, logrando un nivel de selectividad regular. Utilizando para esto un alto nivel de mecanización.

Dentro de las desventajas que podría presentar la utilización de este método de explotación es el tiempo de preparación requerido para la preparación de las labores antes de comenzar la explotación, también cuando el caserón posee zanja de escurrimiento puede presentar problemas de extracción debido al sobre dimensionamiento de material. Otra desventaja es el alto grado de conocimiento que se debe tener de los límites de la mineralización al diseñar la unidad de explotación.

Otro problema que se considera como desventaja, son los desprendimientos de material no considerados en el diseño y que sean estéril que podrían afectar en forma negativa la dilución.

El esquema de explotación corresponde en realizar divisiones a los cuerpos mineralizados, es decir, sub niveles de aproximadamente 30 metros de distancia entre ellos. Cada uno de estos sectores a explotar requiere la construcción de un conjunto de labores mineras, estas son:

- Rampas de accesos
- Estaciones de carga
- Chimeneas de ventilación
- Galerías de transporte
- Galerías de perforación
- Cruzados
- Chimeneas cara libre
- Estocadas

Para lograr simplificar el entendimiento del funcionamiento de la operación minera se darán las definiciones de los componentes principales de los laboreos mineros que se utilizarán más adelante.

4.3. Definiciones Mineras

4.3.1. Caserón

Unidad de explotación del método Sub Level Stopping. Consistente en una cavidad realizada con la finalidad de extraer un cuerpo mineralizado o parte de este. El caserón debe contar con las dimensiones apropiadas, es decir, las dimensiones de sus lados no deben exceder a las máximas obtenidas mediante el radio hidráulico (RH), para así no comprometer su estabilidad.

4.3.2. Rampa de Acceso

La rampa de acceso es la denominación que se le da a las labores que se utilizan para ingresar y acceder a los distintos caserones de los niveles de producción. Las dimensiones de las rampas de acceso deben ser las apropiadas para el libre tránsito de los equipos que se utilizarán para extracción y preparación de los laboreos. Las dimensiones de las rampas de acceso en mina Punta del Cobre son 5,4 metros de ancho y 5,5 metros de alto.

4.3.3. Nivel de Producción (NP)

Laboreos mineros destinados y diseñados para la obtención de recursos mineros, donde se realizan las perforaciones y posteriores tronaduras de los tiros denominados Under Cut, radiales y banqueo, los cuales darán origen al caserón. Las dimensiones de los NP varían en cuanto a Rampas.

4.3.4. Galería de Transporte (GT)

La galería de transporte es donde se realiza el carguío y punto de origen para el transporte de mineral producto de las eventuales tronaduras en los niveles de producción. Las dimensiones de las galerías de transporte en mina Punta del Cobre son de 5,0 metros de ancho y 4,5 metros de alto y de 5,4 metros de ancho y 5,5 metros de alto para las GT principales.

4.3.5. Cruzado (Cz)

Lugar de extracción de mineral, ya sea, mediante Cargador Frontal o por LHD. Los cruzados son ventanas de comunicación entre la Galería de Transporte y el interior del caserón. Los cruzados tienen en mina Punta del Cobre las siguientes dimensiones, 5,0 metros de ancho y 4,5 metros de alto.

4.3.6. Diagramas de Disparo

El diagrama de disparo es la disposición que se le dará a las perforaciones para luego ser cargadas con explosivos, estos diagramas son diseñados por personal del área de Perforación y Tronadura. En mina Punta del Cobre existen distintos diagramas de disparo para distintas aplicaciones.

4.3.7. Chimenea

La chimenea por lo general es una perforación utilizada para conseguir la comunicación entre distintos niveles de producción, En mina Punta del Cobre se realizan mediante el método conocido como VCR y existen algunas realizadas con Raise Boring.

4.3.8. Piques de Servicio

Los piques de servicio tienen como objetivo llevar a los distintos niveles de producción de la mina servicios utilizados para el buen funcionamiento de los elementos destinados a la producción minera, además pueden ser utilizados para la ventilación.

4.3.9. Estaciones de Carga

La estación de carga es el lugar que posee las dimensiones apropiadas para el carguío del material sobre los equipos Dumpers, por lo general en mina punta del cobre estos lugares se encuentran en la intersección de una GT y un Cz o en las cercanías de un lugar destinado para el acopio de material.

4.3.10. Talud de Esguimiento

El talud de esguimiento corresponde al ángulo que adquiere el material quebrado acopiado naturalmente, en nuestro caso el ángulo de esguimiento natural es de 35° para material quebrado y a los taludes de esguimiento hacia la GT se busca dar un ángulo de 45° para lograr un mayor esguimiento del mineral.

4.3.11. Botadero

Lugar destinado al acopio de material estéril, los cuales pueden estar tanto en el exterior como en el interior de la mina, en el interior de la mina los botaderos se encuentran en caserones que se encuentran ya explotados y que poseen las características para llevar a cabo esta función.

4.3.12. Pendientes

Las pendientes que se aplicarán en los laboreos mineros deberán ser las requeridas para el buen funcionamiento de los equipos a modo de no sobre exigir sus capacidades acortando así la vida útil de estos. En el caso de mina Punta del cobre las pendientes que tendrán las rampas estarán entre 8 y 12 %.

4.4. Sub Level Stopping

Este método de explotación corresponde al grupo de los denominados Auto soportados, es decir los caserones serán sostenidos por muros de roca in situ. Para esto las características geomecánicas de la mineralización y roca encajadora deben ser de buena calidad, para así mantener la estabilidad de los caserones.

El método es aplicable a cuerpos mineralizados verticales a sub verticales, es decir la inclinación de la caja yacente debe ser mayor al ángulo de escurrimiento del mineral. Los cuerpos mineralizados tipo vetiformes y mantos de gran potencia poseen las características para ser explotados con este método.

El método consiste en acceder al cuerpo mineralizado mediante Rampas de acceso y del diseño de los laboreos utilizados en la realización del caserón. En Mina Punta del Cobre existen dos accesos distanciados por dos kilómetros, que son Socavón Rampa y Socavón Trinidad, además posee en su interior más de 180 kilómetros de galerías.

La explotación consiste, como primera instancia, la realización de una Chimenea Cara Libre para poder tener una apertura del block a extraer, esta chimenea de aproximadamente 30 metros de longitud se realiza por el método VCR en tramos de 2 metros por tronada aproximadamente. Posterior a esto se realizan avances por un nivel superior, niveles de perforación, los cuales son banqueos en 4½" de diámetro, para luego realizar el arranque

por un nivel inferior que pueden ser under cut o tiros radiales, estos son realizados en 3" de diámetro.

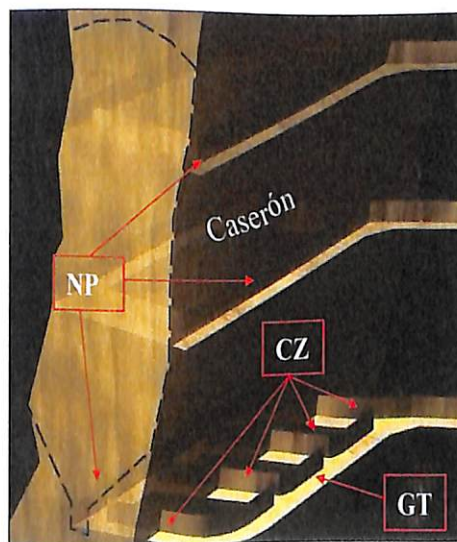
El material tronado cae por gravedad a un nivel de extracción, donde es retirado desde los cruzados de extracción (Cz) por cargadores frontales o scoops hacia la galería de transporte (GT) donde se realiza el carguío de los camiones.

Los caserones tendrán un diseño acorde con los antecedentes que deben ser recopilados por los Ingenieros de Minas, que condicionaran sus dimensiones, inclinación y orientación.

En la Figura 4.2 se puede apreciar lo que será un caserón y los niveles de producción (NP) en donde se realizaran las perforaciones de producción, los Cruzados (Cz) son el lugar donde se realizara la extracción con Cargador Frontal y LHD, también podemos ver la galería de Transporte (GT) en donde se realizara el carguío de mineral.

Las dimensiones de los laboreos subterráneos estarán estudiadas para que circulen los equipos involucrados en la extracción y transporte de material en forma fluida. Además se deben respetar las distancias de seguridad de las labores establecidas por ley.

Figura 4.2: Sub Level Stopping



Diagramas de Perforación

El diseño de las mallas de perforación utilizadas en la mina Punta de Cobre han tenido como base experiencias de otras minas y el conocimiento adquirido por medio de correcciones hechas a través del tiempo hasta llegar a una malla adecuada para las operaciones en interior mina.

A continuación se mostraran los principales diagramas de perforación que en la actualidad se utilizan en mina Punta del Cobre, los cuales, son diseñados por Ingenieros de Minas pertenecientes al Área de Perforación y Tronadura.

4.5.1. Diagrama de Avance

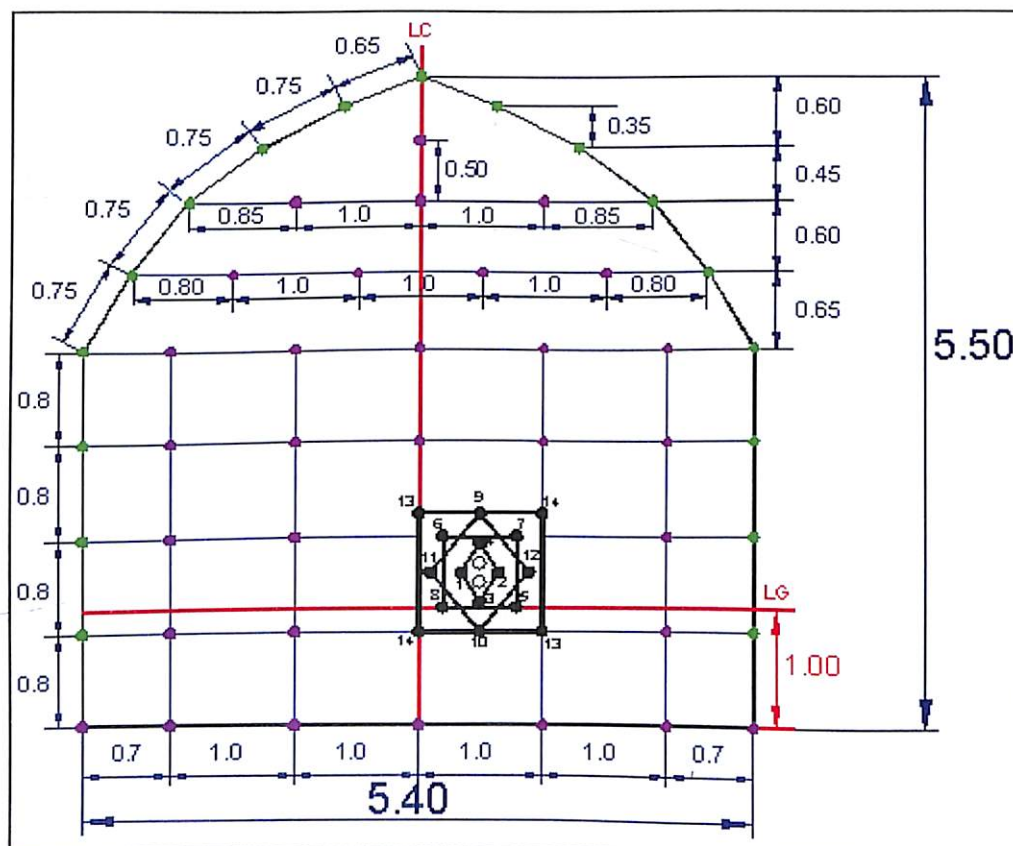
Estos diagramas son diseñados y destinados para la elaboración de rampas de acceso, galerías de transporte y niveles de producción. Para luego apreciar una ilustración de lo que son los diagramas de perforación destinados a la producción de mineral.

4.5.1.1. Diagrama 5,4 x 5,5 (Labor Tipo A)

Este diagrama posee 5,4 metros de ancho y 5,5 metros de alto, dimensiones que permite el transito fluido de los equipos de carguío y transporte de material, con una manga de ventilación instala en la parte superior. Este diagrama es utilizado principalmente en rampas de acceso. Las perforaciones son realizadas por equipos electro hidráulicos Jumbos. Se debe tener presente que las perforaciones de contorno (zapateras, coronas y caja) deben perforarse inclinados hacia afuera del contorno de manera que el túnel mantenga el área de diseño. Luego, este espacio debe ser lo suficientemente grande que permita el espacio para el equipo de perforación.

En la Figura 4.3 se muestra la disposición y espaciamiento de las perforaciones que posteriormente serán cargadas con explosivos.

Figura 4.3 Diagrama 5,4 x 5,5, Labor Tipo A.

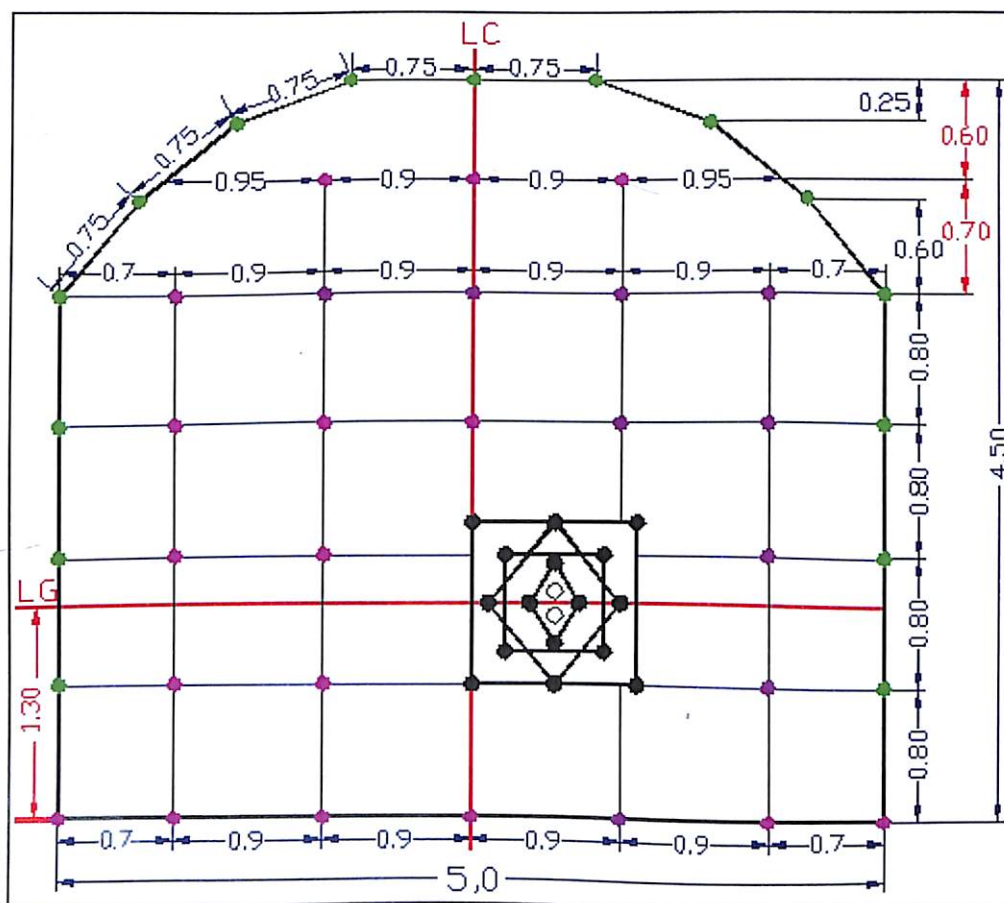


4.5.1.2. Diagrama 5,0 x 4,5 (Labor Tipo B)

Este diagrama posee 5,0 metros de ancho y 4,5 metros de alto y es utilizado para la elaboración de niveles de producción, galerías de transporte y cruzados. Al igual que el diagrama anterior las perforaciones de contorno (zapateras, coronas y caja) deben perforarse inclinados hacia afuera del contorno de manera que el túnel mantenga el área de diseño.

En la Figura 4.4 se puede ver la disposición y espaciamiento de las perforaciones que posteriormente serán cargadas con explosivos.

Figura 4.4 Diagrama 5,5 x 4,5, Labor Tipo B



4.5.1.3. Disposición para la Generación de una Chimenea

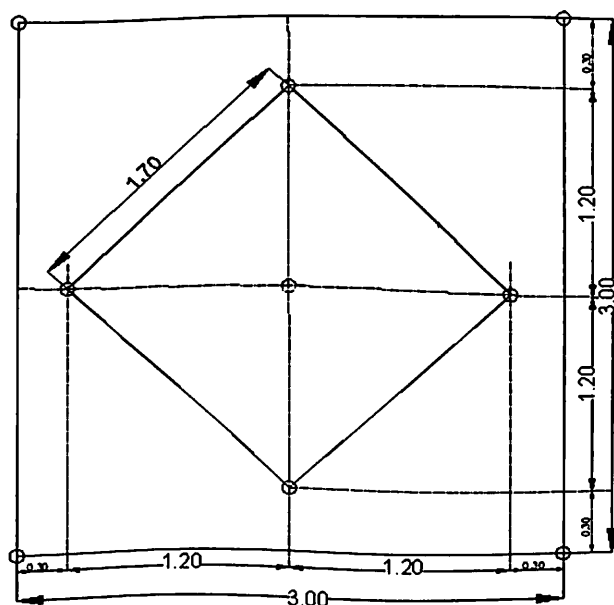
En la Figura 4.5 se puede ver la disposición Geométrica de las perforaciones en el diagrama de disparo para la generación de una chimenea.

Este diagrama fue diseñado para la obtención de una chimenea de 3 por 3 metros. En mina Punta del Cobre se usa para la elaboración de las chimeneas el método conocido como VCR.

Los equipos utilizados para la generación de las perforaciones son equipos DTH electro hidráulicos. Las dimensiones que poseen estas perforaciones son de 4½" de diámetro y 30 metros de largo en la mayoría de las ocasiones.

El procedimiento para la secuencia de tronadura para la generación de una chimenea es la siguiente, Luego de realizadas las perforaciones de 30 metros se sub divide en tramos de 3 metros los cuales son tronados en forma secuenciada desde la sub división inferior hasta la superior.

Figura 4.5 Chimenea VCR



4.5.2. Diagrama de Producción

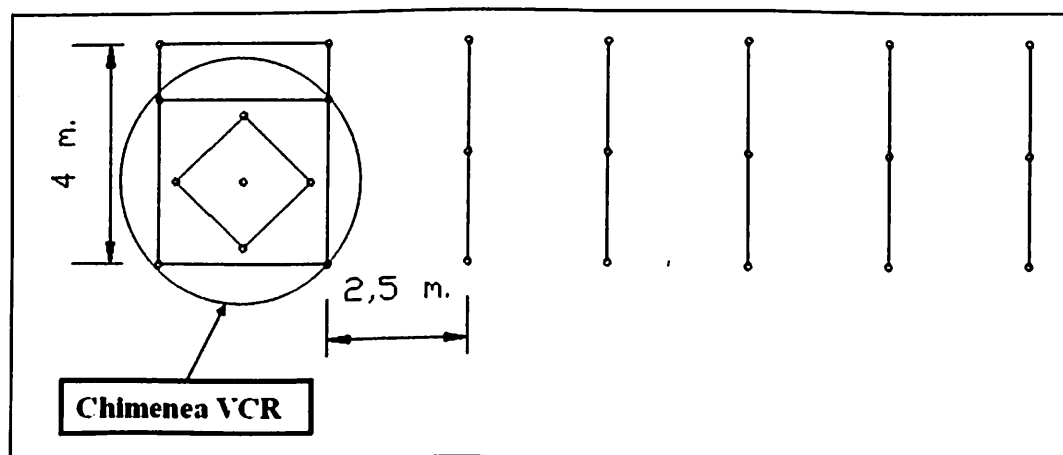
4.5.2.1. Generación de la Cara Libre

La generación de la cara libre marca el comienzo de la perforación de producción. La elaboración de la cara libre como se puede ver en la Figura 4.6 comienza con la construcción de una chimenea de 3 por 3 metros que en la imagen se encuentra destacada

por una circunferencia y un posterior desquinche para ensanchar la chimenea un metro en uno de sus lados, para luego ser desquinchada por tres tiros con un barden de 2,5 metros y un espaciamiento de 2 metros.

Las perforaciones son realizadas por equipos Simba DTH electro hidráulico. Las dimensiones de las perforaciones son de 4½" de diámetro y 30 metros de largo en la mayoría de las ocasiones.

Figura 4.6 Generación de la Cara Libre

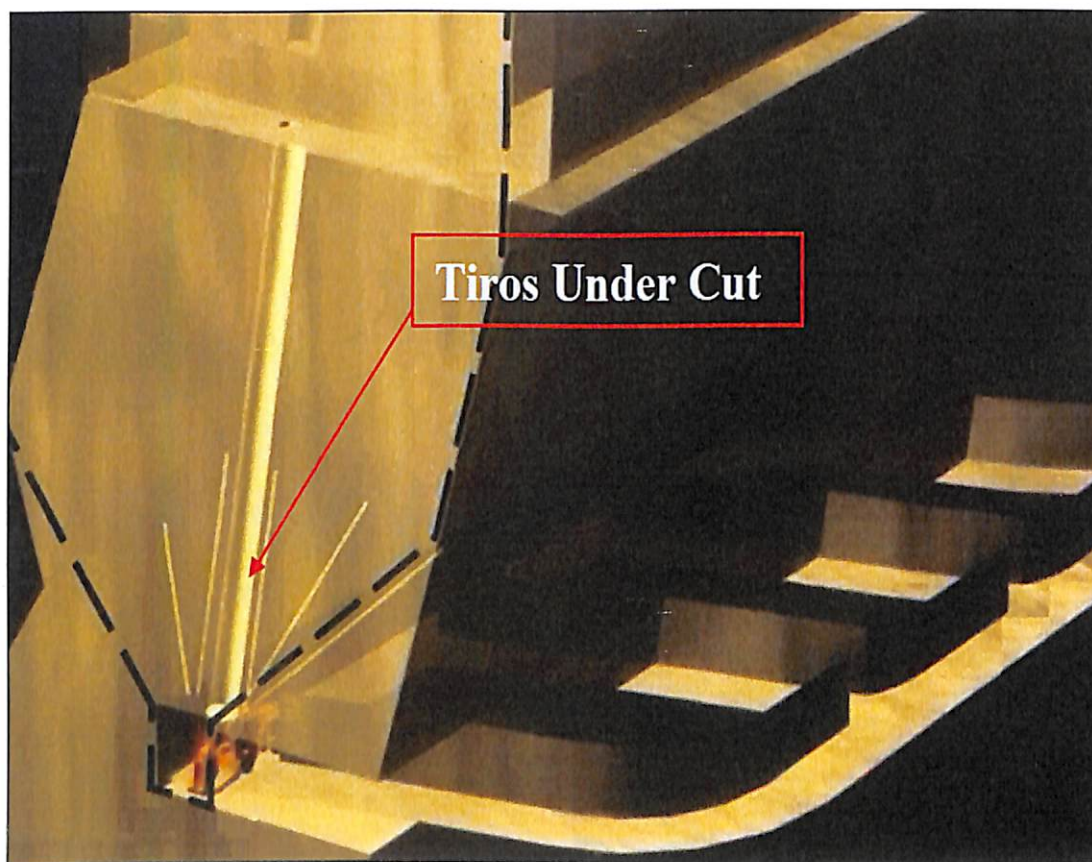


4.5.2.2. Under Cut

Under Cut es la denominación que se le ha dado a los tiros radiales realizados desde el nivel de producción inferior. Estos tiros tienen una disposición e inclinación para generar tras la tronadura taludes de escurrimientos en la parte inferior del caserón.

Las perforaciones son realizadas por equipos Simba electro hidráulico. El diámetro de estas perforaciones es 3" de diámetro. Estos tiros son cargados con ANFO húmedo y uno o dos APD que son utilizados como iniciador.

Figura 4.7 Under Cut

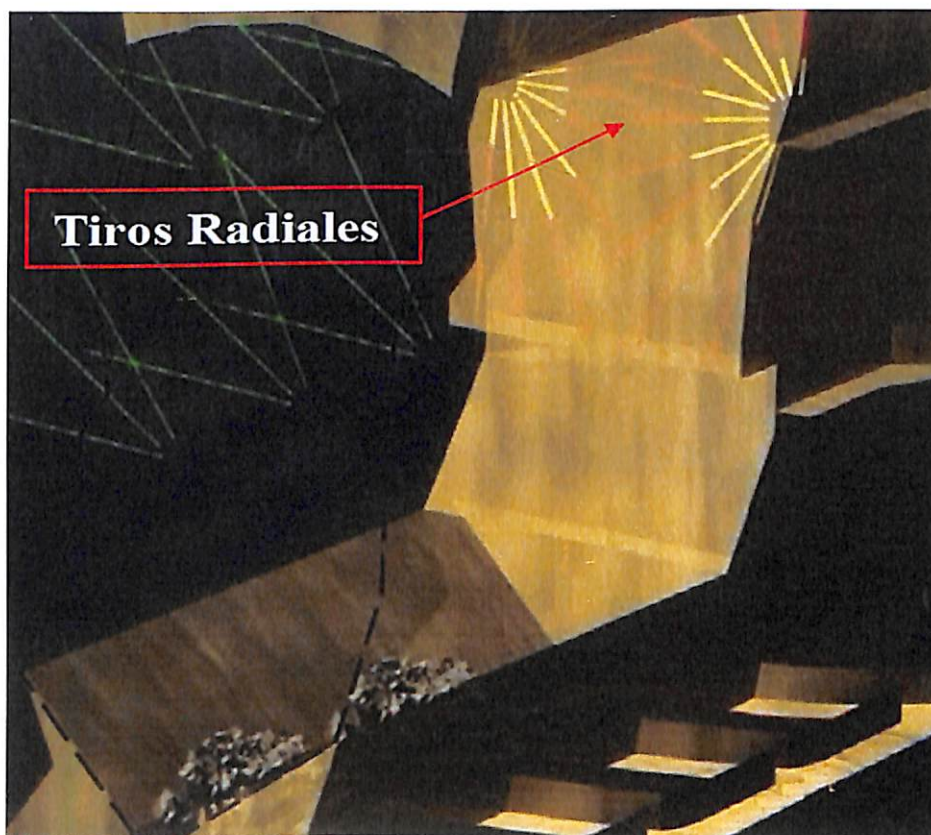


4.5.2.3. Tiros Radiales

Los tiros radiales son perforaciones destinadas y diseñadas a la producción, que son realizadas con una disposición en forma de abanico, las que posteriormente serán cargadas con explosivos tipo ANFO húmedo con uno o dos APD como iniciador. Estos tiros contarán con un espaciamiento promedio de 3 metros entre sus extremos.

Estas perforaciones son realizadas por equipos Simba electro hidráulico. Estas Perforaciones pueden alcanzar longitudes de hasta 30 metros, con un diámetro de los pozos de 3".

Figura 4.8 Tiros Radiales

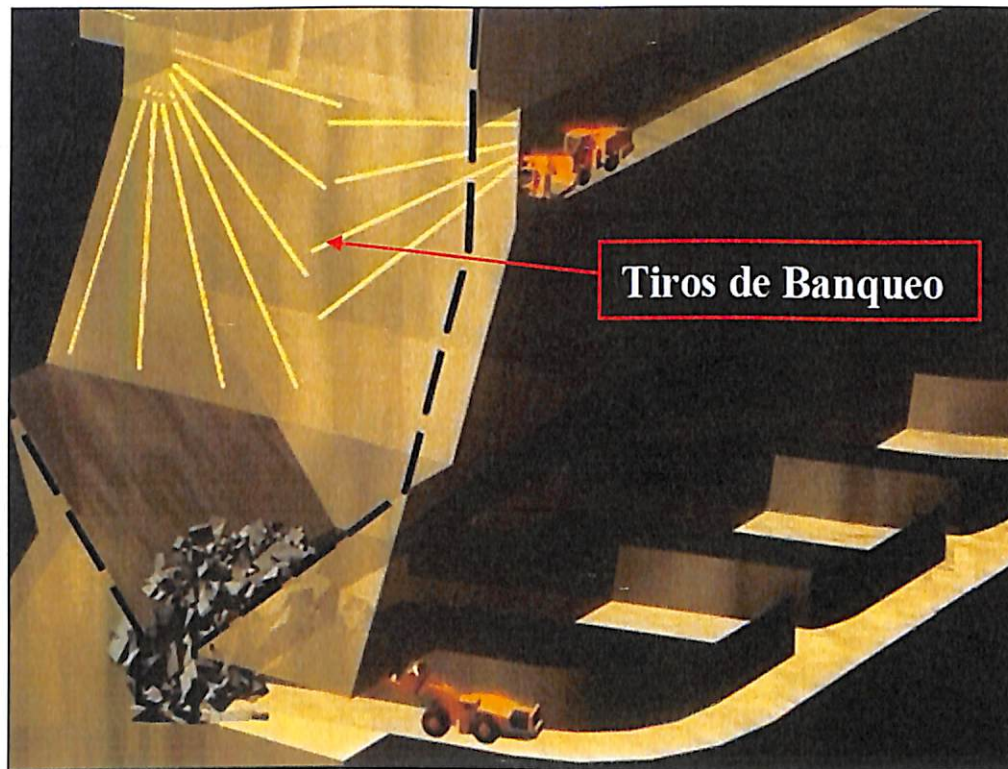


4.5.2.4. Tiros de Banqueo

Los tiros de Banqueo pertenecientes a la tronadura de producción se realizan desde un nivel superior a un nivel inferior, estos pozos serán cargados con explosivo ANFO y uno o dos APD como iniciador. El espaciamiento de estos tiros al igual que los tiros radiales será de 3 metros aproximadamente entre sus extremos.

Estas perforaciones serán realizadas por equipos Simba electro hidráulico. Las dimensiones de estas perforaciones son 4½" de diámetro llegando a alcanzar cerca de 60 metros de longitud.

Figura 4.9 Tiros de Banqueo



Son entonces los tiros de producción los que darán origen al material quebrado que posteriormente será extraído y trasladado hacia la superficie, el buen diseño y posterior elaboración de estos es de vital importancia para lograr la granulometría adecuada del material para facilitar los trabajos de extracción, transporte y posterior molienda.

El sobre dimensionamiento de material no solo se traducirá en un mayor desgaste de los equipos utilizados para la reducción de su tamaño, también tendrá una influencia negativa directa en la productividad de la mina, ya que, una roca de gran tamaño (bolón) no solo puede bloquear un cruzado de extracción, también dificulta la operación de extracción con LHD, desde el interior del caserón e incluso podría llegar a dañar a los equipos de extracción tras un eventual rodado o desprendimiento.

4.6. Antecedentes para la Generación de Labores y Caserones

La realización de las labores y de los caserones debe ser antecedida por estudios realizados por profesionales de las distintas áreas que componen la dotación operativa de la mina, con la finalidad de obtener labores y caserones con un grado aceptable de estabilidad y consecuentemente seguridad.

Los datos aportados por las áreas de Geología y Geomecánica servirán para que planificación pueda determinar las dimensiones tanto de los laboreos como de los caserones.

4.6.1. Antecedentes Geológicos

El estudio geológico, en esta tarea se torna fundamental a la hora de determinar las dimensiones, orientación e inclinación del caserón, para esto el estudio geológico regional proporciona la información sobre el cuerpo mineralizado y las principales estructuras geológicas que podrían ser adversas para nuestras pretensiones de diseño, pues estas podrían hacer colapsar la estabilidad del caserón.

Además el estudio geológico proporciona información detallada sobre el rumbo, manto y distribución de las leyes del cuerpo mineralizado y del tipo de roca encajadora y el grado de alteración de estas.

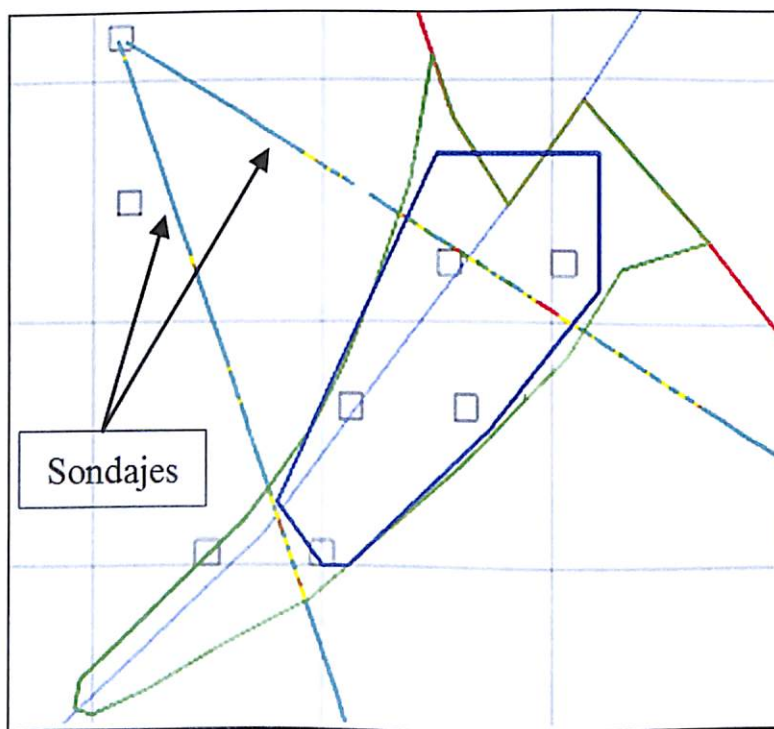
Para esto geología realiza perforaciones de muestreo tipo diamantina las cuales permiten reconocer y analizar las características antes mencionadas, de modo que el diseño del caserón sea realizado asegurando su estabilidad.

En la Figura 4.10 se ilustra la primera etapa de reconocimiento que corresponde a dos sondajes tipo diamantinos (HQ) de 63,5mm de diámetro y con un espaciamiento aproximado de 50 metros entre sus extremos. Mediante los cuales el área de Geología

realiza las primeras trazas para visualizar el cuerpo mineralizado, su ubicación, forma, inclinación y distribución de las leyes.

Además estos sondajes proporcionan información sobre las estructuras geológicas presentes en el área que podrían influenciar el diseño de los laboreos y del caserón.

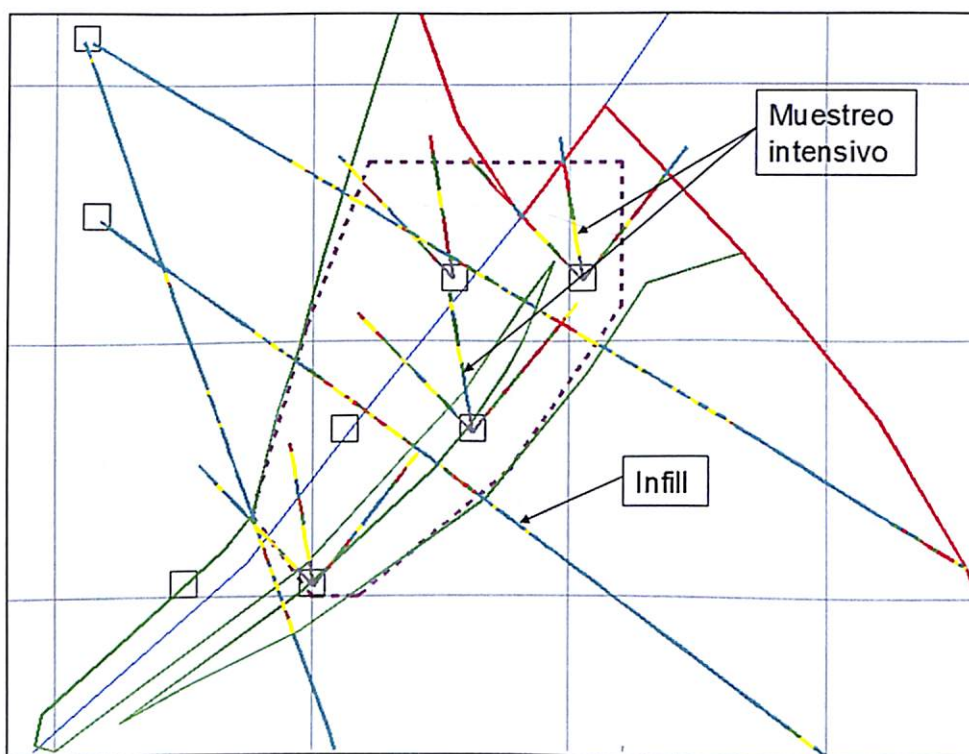
Figura 4.10 Sondajes de Reconocimiento



En segunda instancia, para ratificar los datos aportados en primera instancia se realizan nuevos sondajes denominados Infill y muestreo intensivo como se aprecia en la Figura 4.11 con los cuales se realizan las trazas finales de los cuerpos mineralizados y además aportan los datos necesarios para realizar una estimación de la ley del volumen a extraer y de los beneficios que este dará.

También el muestreo proporciona información acerca de, la calidad y alteración de la roca.

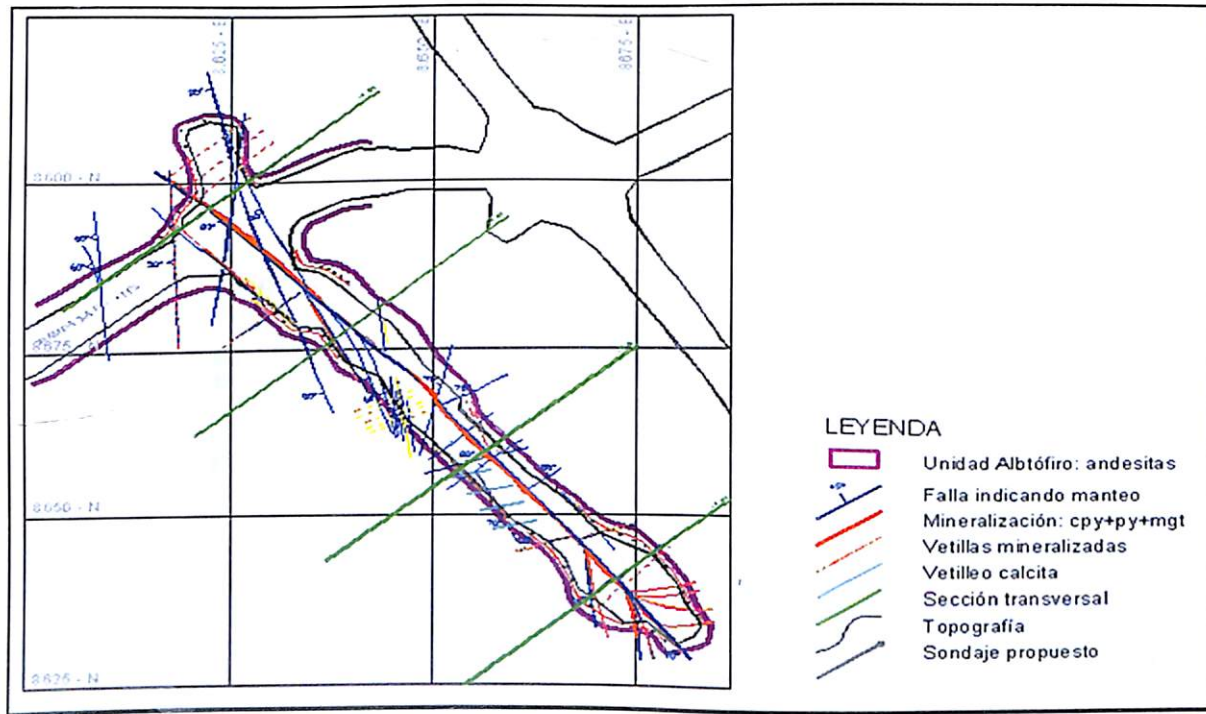
Figura 4.11 Infill y Muestreo Intensivo



Además del reconocimiento mediante sondajes el Área de Geología realiza mapeos en terreno. En los cuales se determina la litología del lugar, datos característicos de las principales estructuras geológicas como fallas y diaclasas y el grado de alteración del macizo rocoso.

La Figura 4.12 representa una sección de la mina la cual se presenta caracterizada geológicamente tras un levantamiento realizado en terreno por geólogos pertenecientes a dicha área. Donde además de la clasificación del tipo de roca presente en el lugar se muestran las fallas y familias de diaclasas que son condicionantes para el diseño de los laboreos.

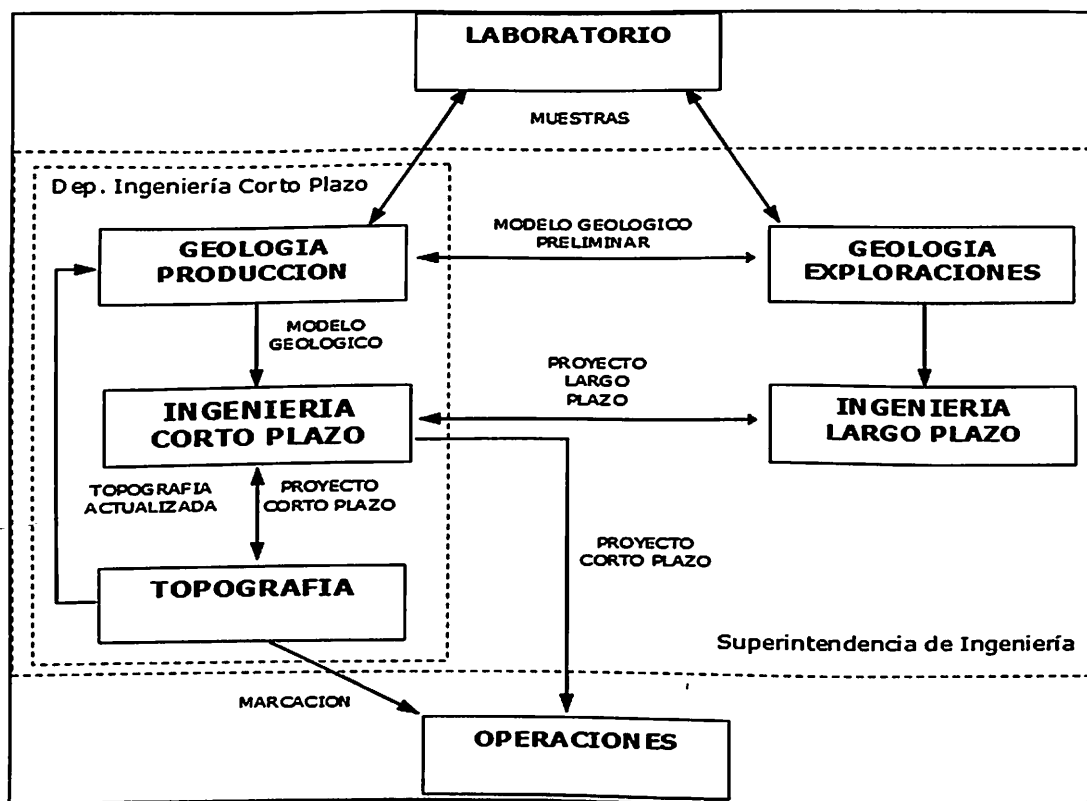
Figura 4.12 Caracterización Geológica



La Figura 4.13 es el diagrama de flujo de la información en mina Punta del Cobre de las distintas áreas del funcionamiento de la mina.

Cabe destacar que este diagrama de flujo nos da la posibilidad de apreciar de una buena manera más amplia como se comportan los distintos procesos dentro de la mina Punta del Cobre.

Figura 4.13 Diagrama de Flujo Información Mina Punta del Cobre



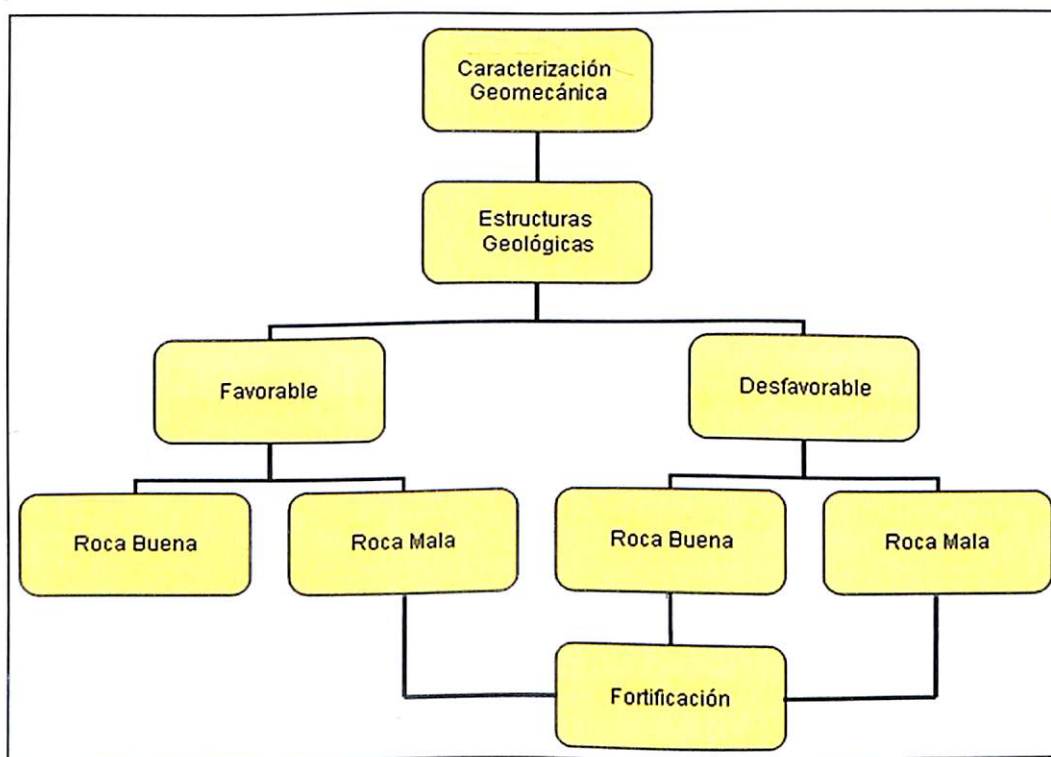
4.6.2. Antecedentes Geomecánicos

La caracterización geomecánica, luego del estudio de los datos geológicos es quien determina si las condiciones de las estructuras geológicas son favorables o desfavorables y si la calidad de la roca es buena o lo suficientemente mala como para proceder a fortificar o clausurar una zona de la mina.

Para llegar a determinar las características geomecánicas del macizo rocoso el Área de Geomecánica de mina Punta del Cobre realiza mapeos en los laboreos y mapeos en los sondeos de reconocimiento. Estos Mapeos Geomecánicos consisten en el estudio en terreno, con la finalidad de analizar las principales Estructuras Geológicas presentes en el

sector de estudio, levantándose del terreno su inclinación y su orientación para poder determinar su grado de influencia en la estabilidad de las labores.

Figura 4.14 Diagrama Procedimiento Geomecánico



4.6.2.1. Mapeo Geomecánico

El mapeo geomecánico realizado por Ingenieros de Minas especialistas del Área de Geomecánica, consiste en el análisis en terreno de las principales estructuras geológicas presentes en los laboreos, su inclinación y orientación, además de la observación minuciosa de detalles como la separación de estructuras, relleno y tipo de relleno entre las estructuras, rugosidad, dureza y alteración de la roca.

Estos mapeos son realizados en terreno en los distintos niveles de producción de la mina con la finalidad de mantener la estabilidad y en forma consecuente la seguridad del personal que trabaja en el interior de la mina.

Además de los mapeos en terreno, el Área de Geomecánica realiza mapeos de los sondajes de reconocimiento en infill, en donde se estudia las principales estructuras, el tipo y calidad de la roca. En los futuros niveles de producción, que en base a estos datos serán diseñados y orientados.

4.6.2.2. Cartilla de Mapeo Geomecánico

La cartilla que se aprecia en la Figura 4.17 es la utilizada por el personal de Geomecánica para la realización del mapeo Geomecánico en terreno en mina Punta del Cobre. Mediante la cual se obtiene el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Laubscher, que permite la clasificación del macizo rocoso.

Este sistema considera los siguientes parámetros para definir un puntaje entre 0 y 100 para el macizo rocoso. Este puntaje está asociado a parámetros de diseño y puede utilizarse como aproximación para estimar la necesidad de fortificación:

1. Resistencia a la compresión uniaxial (0 a 15).
2. RQD (Rock Quality Designation) (3 a 20).
3. Espaciamiento de las Discontinuidades (5 a 20).
4. Condición de las Discontinuidades (0 a 30).
5. Presencia de Agua (0 a 15).
6. Ajuste por Orientación de las Discontinuidades (0 a -12).

La suma total de los puntajes asociados a cada parámetro representa la calidad del macizo rocoso. (R.M.R):

Figura 4.15 Clasificación de Bieniawski

ESTÁNDAR DE FORTIFICACIÓN BASADO EN CLASIFICACIÓN GEOTECNICA DE BIENIAWSKI 1989			
DESCRIPCIÓN	R.M.R	CLASE	TIPO DE SOSTENIMIENTO
 Muy Bueno	81 - 100	I	Sin Sostenimiento, Pernos Puntuales.
 Bueno	61 - 80	II	Pernos locales en corona de 3 mts. Espaciados a 2,5 mts y malla ocasional. Shotcrete 50 mm en corona Donde requiera.
 Regular	41 - 60	III	Pattern de apernado de 4 mts de long. Y espaciados entre 1,5 - 2 mts en techo y cajas con mallazo en techo. Shotcrete 50 - 100 mm en techo y 30 mm en cajas.
 Malo	21 - 40	IV	Pattern de apernado de 4 - 5m de long. Espaciados 1- 1.5m En techo y cajas, Malla a plena sección. Shotcrete 100-150mm en techo y cajas. Cerchas de acero espaciadas a 1,5mts.
 Muy Malo	< 20	V	Pattern de apernado de 5 - 6m de long. Espaciados 1 mts en techo 1,5 en cajas. Malla a plena sección hormigón al piso, Shotcrete de 150 a 200 mm en techo, 150 mm en cajas y 50 mm frente. Arcos pesados Espaciados a 0,75 mts.

El RMR es análogo al Q de Burton y se relacionan mediante la siguiente función.

Ecuación 4.1 RMR según Burton

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44$$

Cabe recordar que el Q de Barton es utilizado para calcular el Número de Estabilidad con el cual se obtiene por fórmula el radio hidráulico geomecánico.

A continuación se presenta la cartilla de Mapeo Geomecánico en donde se podrá apreciar las distintas características que posee dicho documento.

Figura 4.16 Cartilla de Mapeo Geomecánico

CARTILLA DE MAPEO GEOTECNICO SEGUN BIENIAWSKI '89																																					
FECHA :															Tipo de Roca :										Mapeado por :												
NIVEL :															Dureza (Mpa) :																						
SECTOR :															Caja Derecha :																						
LARGO DE CELDA :															Caja Izquierda :																						
Set N°	Tipo	Descripción de las Discontinuidades																																			
		Orientación		ESPAC. DISC. (cm)					LARGO (MTS)					APERTURA (mm)					FELLENDO (mm)					RUGOSIDAD					ALTERACION								
		Dip	DipDir	5	6-20	20-60	60-200	>200	1	1-3	3-10	10-20	>20	Nada	0.1	0.1-1	1-5	>5	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190
Rating	Rating	5	8	10	15	20	5	4	2	1	0	6	5	4	1	0	6	4	2	0	6	5	3	1	0	6	5	3	1	0	6	5	3	1	0		
1																																					
2																																					
3																																					
4																																					
5																																					
6																																					
7																																					
8																																					
9																																					
10																																					
Set N°	Tipo	COND. DE AGUAS					AJUST. ORIENT.					R.Q.D. x					R.C.S.					Bieniawski '89					G.S.I. Hoek & Brown					Observaciones					
		S	H	M	G	F	MF	F	R	D	MD	10-100	15-50	10-15	15-50	125	1250	100-250	50-100	25-50	125	RMR					G.S.I.										
Rating	Rating	15	10	7	4	0	0	-2	-5	-10	-12	20	17	13	8	3	15	12	7	4	2																
1																																					
2																																					
3																																					
4																																					
5																																					
6																																					
7																																					
8																																					
9																																					
10																																					
Set N°	Tipo	FF-MTS	Termino Discort.	Tipo Pelleno	Técnica Avance	Tipo de Estructura		Tipo de Relleno		Escala de Rugosidad		Técnica de Avance																									
						SJ: Diaclasa	A: Arcilla	Mej Rugosa																													
1						JS: Sist. Diaclasa	L: Limonitas	Rugosa				Ajuste X																									
2						FT: Falla	G: Ra Molida	Regosa																													
3						FC: Cto. por Falla	B: Da de Falla	Lev. Rugosa				Escariado (Esc.)																									
4						EC: Cto. Estrat.	O: Da. de Cobre	Seave				Tronadura Amortiguada (TA)																									
5						GC: Cto. Gradac.	C: Calcita	Lisa																													
6						ZC: Zona de Cizalle	M: Mineral																														
7						OD: Estratificación	D: Dique					Tr. Convencional Buena (TCB)																									
8						BA: Bandeamiento	N: No Obs.																														
9						FO: Foliación						Tr. Convencional Deficiente (TCD)																									
10																																					

4.6.2.3. Campos Tensionales

La caracterización geomecánica además comprende la determinación de las tensiones presentes en el macizo rocoso, estas tensiones in situ pueden ser originadas por:

- El peso ejercido por estratos superiores.
- El confinamiento del macizo rocoso.
- Historial y estructuras geológicas de la zona.

Es de vital importancia el conocimiento de la alteración de los campos de tensiones que se producirá tras la realización de las cavidades a modo de tomar medidas correctivas frente a posibles desprendimientos o derrumbes producto del cambio de las condiciones iniciales. Es aquí donde la medición de tensiones adquiere una relevancia trascendental. Es por eso que se deben identificar y estimar su dirección y procedencia antes de comenzar los trabajos mineros.

Regional: Es el resultado de los fenómenos tectónicos que tienen lugar en la corteza terrestre (contacto entre placas, etc.). Este campo tensional afecta a superficies del orden de cientos de kilómetros cuadrados.

Local: Responde al perfil topográfico de la zona. Es, por tanto, el reflejo de las estructuras geológicas presentes en la zona. Este campo tensional actúa sobre superficies de varios kilómetros cuadrados.

Inducido: Es debido a la actividad constructiva próxima. Su área de influencia es menor, abarcando una superficie del orden de un kilómetro cuadrado.

4.6.2.4. Importancia de las Tensiones Iniciales

Con la finalidad de minimizar los campos tensionales presentes en el macizo rocoso es trascendental conocer los efectos de la ejecución de los laboreos, ya que, durante la ejecución de laboreos el estado tensional inicial cambia en mayor o menor medida, pudiendo dar problemas de estabilidad.

La estimación del orden, la magnitud y orientación de las tensiones se debe de conocer para evitar la perpendicularidad de la tensión principal, además de minimizar la concentración de las tensiones, ya que la concentración de las tensiones podría traducirse en la rotura de las paredes de los laboreos.

En ocasiones las tensiones iniciales son tan grandes que cualquier actividad geomecánica provoca la rotura de los laboreos. Una forma de minimizar los efectos de estas tensiones, es poniendo atajo a fallas y fracturas que pondrían desencadenar una reacción en cadena provocando el derrumbe de la labor minera en construcción.

4.6.2.5. Determinación del Radio Hidráulico

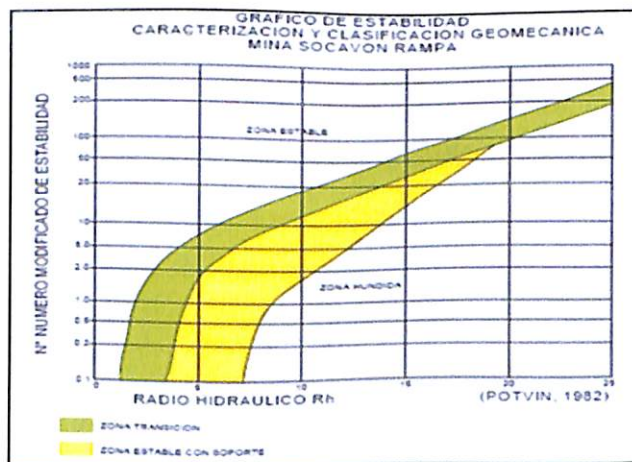
Otra tarea del área de geomecánica es la determinación del radio hidráulico obtenido teóricamente de la gráfica 4.1, donde N (Número de Estabilidad) se encuentra en la abscisa y RH (Radio Hidráulico) en la ordenada. El cual condiciona las dimensiones del diseño de los caserones, ya que el RH de diseño no debe ser superior al RH Teórico obtenido de la gráfica 4.1.

Ecuación 4.2 Radio Hidráulico

$$RH = \text{Área} / \text{Perímetro}$$

En el caso de mina Punta del Cobre el Radio Hidráulico no debe exceder el rango entre 15-18 dadas las características de buena calidad del macizo rocoso del distrito Punta del Cobre en el cual predomina el Albitófiro (Andesita Albitisada) y Calcopirita, que poseen características geomecánicas de roca y mineral competentes.

Gráfico 4.1 Radio Hidráulico Teórico



a) Número de Estabilidad (N)

Existen muchos métodos útiles para poder clasificar un macizo rocoso, entre ellos se puede escoger algunos métodos elaborados por autores conocidos mundialmente en el campo de la mecánica de rocas que realizan análisis específicos para el diseño de túneles entre estos los utilizados en Mina Punta del Cobre son los pertenecientes a Burton y Bieniawski.

El Número de estabilidad N representa la habilidad del macizo rocoso para auto soportarse, bajo condiciones de esfuerzos preexistentes y está en función del índice modificado de calidad del macizo rocoso Q (Propuesto por Burton en 1974).

Ecuación 4.3 Número de Estabilidad

$$N = Q^* \times A \times B \times C$$

Dónde:

Q^* = Índice Q modificado.

A = Factor por esfuerzo en la roca.

B = Factor por defecto de orientación.

C = Factor de orientación de diseño de las superficies del caserón.

b) Índice de Calidad de Rocas (Q)

La clasificación del macizo rocoso propuesto por Burton, Lien y Lunde (pertenecientes al instituto de geomecánica de Noruega), nos indica la calidad de la roca basándose en una variada gama de factores recopilados del terreno.

Ecuación 4.4 Índice de Calidad de Rocas

$$Q = \frac{RQD \times J_r \times J_w}{J_n \times J_a \times SRF}$$

Donde:

RQD = Rock Quality Designation.

Jn = Número de diaclasas.

Jr = Rugosidad de diaclasas.

Ja = Alteración de las diaclasas.

Jw = Factor de reducción por efecto del agua en diaclasas.

SRF = Factor de reducción de esfuerzos.

Donde el significado de los factores es:

(RQD/Jn) = Tamaño del bloque.

(Jr/Ja) = Resistencia al cizalle entre bloques.

(Jw/SRF) = Esfuerzos activos.

El índice de calidad del macizo rocoso modificado (Q^*) Considera los factores Jw y SRF iguales a la unidad. Entonces el índice de calidad de la roca queda expresado como:

Ecuación 4.5 Índice de Calidad del Macizo Rcoso Modificado

$$Q^* = \frac{RQD \times Jr}{Jn \times Ja}$$

c) Índice de Calidad de la Roca (RQD)

El índice de calidad de la roca se obtiene por lo general de sondajes tipo diamantinos (aunque puede ser obtenido en terreno) midiendo los trozos del mismo que sean mayores o iguales a 10 centímetros dentro de un metro, la siguiente tabla muestra la denominación de la roca como resultado de su RQD.

Ecuación 4.6 Índice de Calidad de la Roca (%)

$$RQD\% = \frac{\sum \text{Trozos} > 10\text{cm}}{100 \text{ cm}} \%$$

Tabla 4.1: Valores de RQD

Parámetro	Descripción	Valor
RQD	Roca muy mala	0 a 25
	Roca mala	25 a 50
	Roca regular	50 a 75
	Roca Buena	75 a 90
	Roca Excelente	90 a 100

d) Factor de Esfuerzos en la Roca (A)

Este factor es determinado a partir de la razón entre el esfuerzo de compresión de la roca no confinada de la roca intacta y del esfuerzo compresivo inducido actuante a la línea centro de la cara en exposición del caserón en consideración.

El esfuerzo a la compresión de la roca, es determinado a partir de ensayos de laboratorio, mientras que el esfuerzo de compresión inducido puede ser obtenido a través del modelamiento numérico o en forma gráfica o mediante estimaciones de publicaciones de esfuerzo realizadas por Hoek & Brown en 1980.

Ecuación 4.7 Factor de Esfuerzo de la Roca

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} < 2 \Rightarrow A = 0.1 \quad (\text{Zona de inestabilidad potencial})$$

$$2 < \frac{\sigma_c}{\sigma_1} < 10 \Rightarrow A = 0.1125 \frac{\sigma_c}{\sigma_1} - 0.125$$

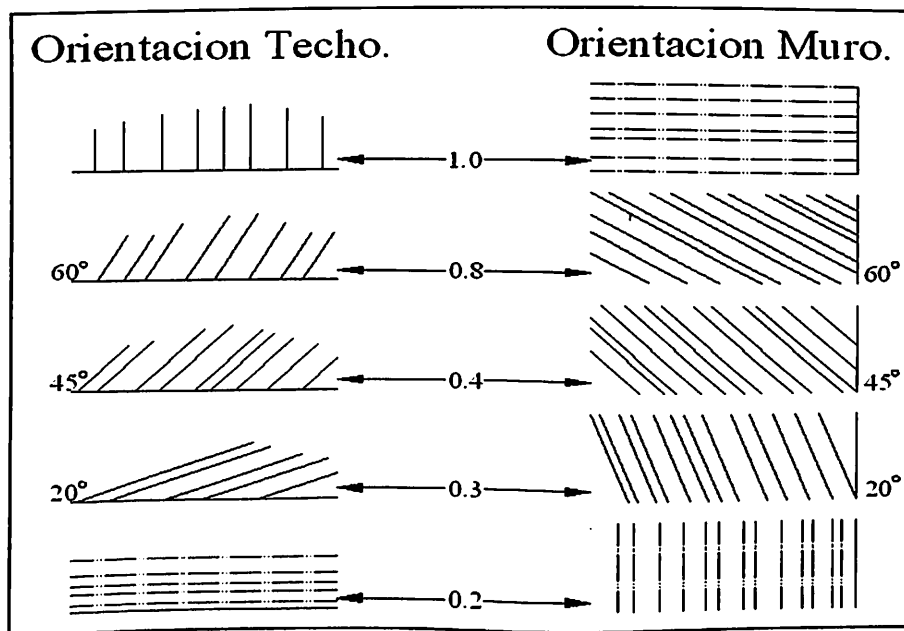
$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} > 10 \Rightarrow A = 1$$

e) Factor de Ajuste por Orientación de Diaclasas (B)

Este factor se debe a la influencia de las fracturas sobre la estabilidad de las paredes del caserón. La influencia del fracturamiento crítico sobre la estabilidad de las paredes de la superficie del caserón será máxima cuando el rumbo del fracturamiento sea paralelo a la superficie del caserón y decrecerá cuando los planos sean menos coincidentes.

El factor B, es una medida de la diferencia relativa entre el manto de la superficie del caserón y el set de diaclasas crítico. Su valor puede ser obtenido a partir de la Figura 4.17.

Figura 4.17 Obtención del Factor de Ajuste por Orientación de Diaclasas



f) Factor de orientación de las paredes del caserón (C)

El factor C, es debido a la orientación del diseño de las superficies. Las fallas pueden ocurrir en las paredes del caserón por gravedad o por deslizamiento, como es mostrado en la Figura 4.19. Un fallamiento por gravedad dependerá de la inclinación de la superficie del caserón, luego el factor C puede ser calculado a partir de la relación siguiente.

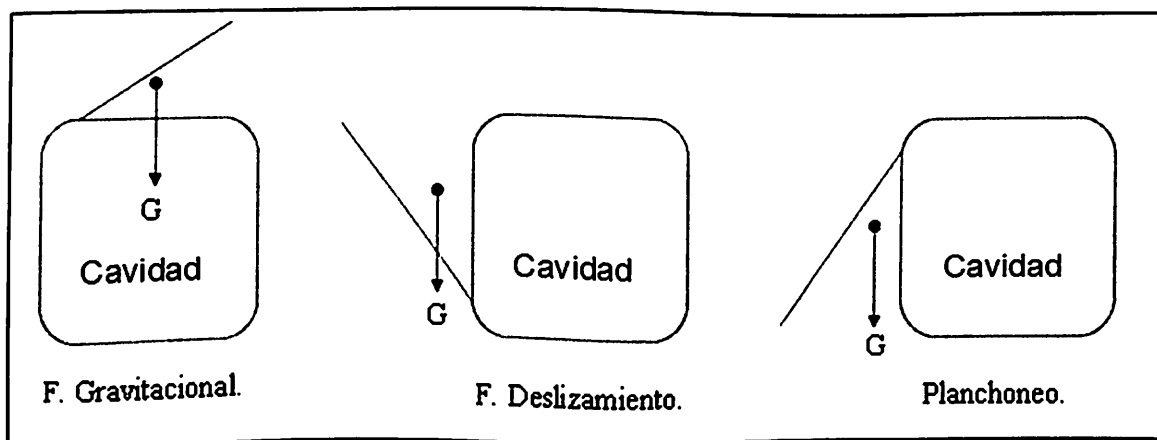
Ecuación 4.8 Factor de orientación de las paredes del caserón

$$C = 8 - 6 \cos \theta$$

Donde:

θ = Es el ángulo formado entre el plano de fractura y el plano de superficie del caserón (ver Figura 4.18).

Figura 4.18 Influencia en Falla del Ángulo θ



CAPÍTULO V.- OPERACIÓN Y EQUIPOS MINA

Para el desarrollo de la mina en Punta del Cobre, se utilizan distintas maquinarias y equipos en los distintos procesos productivos, estos se clasifican de la siguiente manera:

5.1. Perforación

La perforación que se realiza en la mina Punta del Cobre, se divide en dos áreas importantes, estas son:

- Perforación de avance o desarrollo
- Perforación de producción
 - Perforación en 3" de diámetro
 - Perforación en 4½" de diámetro

5.1.1. Perforación de Avance

La perforación de avance o desarrollo que se realiza en la mina Punta del Cobre está a cargo de 6 equipos de accionamiento electro hidráulicos, de los cuales 4 corresponden a Jumbos modelo Boomer H-282 y 2 equipos Jumbo Boomer M2C. (Anexo N° 2).

La perforación es realizada con los siguientes accesorios de perforación:

- Bits de perforación de 45mm de diámetro.
- Escariador de 102mm de diámetro para los 2 tiros vacíos contemplados en el diseño del diagrama de disparo.
- Las barras de perforación tienen una longitud de 4,30 metros, para los equipos Boomer H-282 y de 4,90 metros para los equipos Boomer M2C.

5.1.2. Perforación de Producción

La perforación de producción está dividida en 2 áreas la perforación ascendente o radial y la perforación descendente o de banqueo. Para esto la empresa Punta del Cobre tiene 4 equipos de perforación electro hidráulicos y también tiene contratos con terceros para realizar perforación DTH.

5.1.2.1. Perforación en 3" de Diámetro

La perforación radial es realizada por equipos con tecnología Top Hammer (T.H), estos equipos son 3 Simbas electro hidráulicas modelo H-254, y 2 simbas electrohidráulicas modelo M4C, todos pertenecientes a Atlas Copco.

Actualmente los requerimientos del área de perforación en 3" de diámetro de la mina Punta del Cobre son aproximadamente 16.000 metros mensuales, con un rendimiento aproximado 379 metros por día hasta marzo de 2014.

La perforación es realizada con los siguientes accesorios de perforación:

- Bit de perforación de 3 pulgadas de diámetro
- Barras de 1,50 a 1,80 metros de longitud

5.1.2.2. Perforación en 4½" de Diámetro

La perforación de banqueos es realizada con equipos de la empresa y apoyada con equipos de contratistas. El equipo de la empresa es una Simba H-262 electro hidráulica con equipamiento DTH, perteneciente a Atlas Copco.

La empresa contratista trabaja con 3 equipos de perforación DTH TrackDrill, estos equipos son hidroneumáticos, de tracción sobre orugas.

Actualmente los requerimientos del área de perforación en 4½" de diámetro de la mina Punta del Cobre son aproximadamente 6.900 metros mensuales, con un rendimiento aproximado de la Simba H-262 de 70 m/día. La perforación es realizada con los siguientes accesorios de perforación:

- Barras de perforación de 1,80 metros de longitud
- Martillos DTH

5.2. Tronadura

Los equipos utilizados para el área de tronadura en la mina Punta del Cobre, son los siguientes:

- Equipo cargador de explosivo ANOL
- Equipo cargador de explosivo GIA
- Equipo cargador de explosivo DYNO
- Camión ¾ para transporte de explosivos

Todos cargadores de explosivos tienen una capacidad de 1000 kilogramos de ANFO para poder ser utilizados en la tronadura y además un compresor de 2 m³/min incorporado y pueden cargar perforaciones ascendentes de 3" de diámetro y de 30 metros de longitud.

5.2.1. Tronadura de Avance

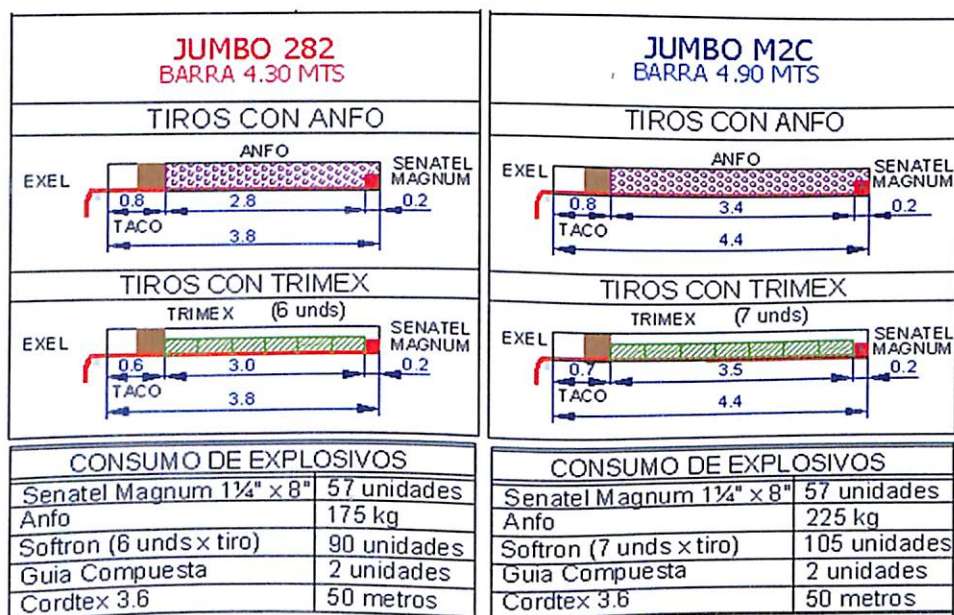
En el desarrollo de avances mineros, el diseño de tronadura contempla el uso de ANFO seco para los tiros sin agua, emulsión (Trimex) para los tiros que contengan agua producto de la perforación (generalmente las zapateras). Para las coronas se usa tronadura amortiguada, que contempla el uso de Trimex con separadores de caña, además el uso de Trimex en sectores donde allá problemas de estabilidad para poder tener una tronadura controlada y amortiguada con el objetivo de dañar lo menos posible la roca.

Los explosivos y accesorios utilizados para las tronaduras de avance son los siguientes:

- ANFO
- Emulsión
- Trimex
- Iniciadores no eléctricos
- Fulminantes
- Cordón detonante

A continuación se presenta la configuración de explosivo que se utiliza en la mina Punta del Cobre.

Figura 5.1: Consumo de Explosivo para ambos Equipos de Perforación



Los tiros con presencia de agua se cargan para los Jumbos H-282 con 150 Kg de ANFO y en las zapateras con 15 unidades de Senatel Mágnum por cada perforación. Para los jumbos

M2C se cargan con 200 Kg de ANFO y en las zapateras con 18 unidades de Senatel Magnum por cada perforación.

5.2.2. Tronadura de Producción en 3" de Diámetro

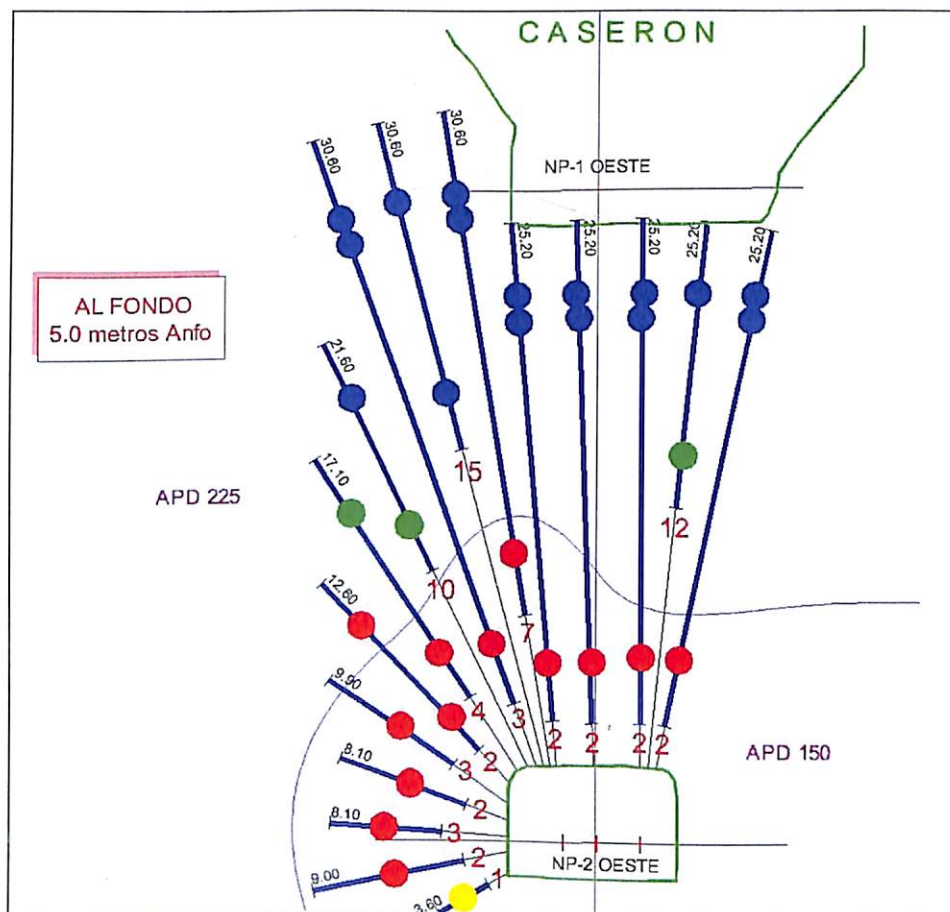
El diseño de la tronadura tiene como base el diagrama de perforación, una vez realizada las perforaciones en la mina se procede a diseñar el carguío de los tiros, esta etapa es muy importante ya que una buena configuración de carguío de los tiros puede evitar un daño al perfil siguiente a tronar o una detonación por simpatía de los tiros cercano a la tronadura.

Para una adecuada tronadura se maneja como una distancia promedio entre tiros la misma distancia del espaciamiento, lo cual se hace notar en las distintas longitudes de los cañones de cada tiro.

Los cañones utilizados con regularidad corresponden a 3 metros de longitud, además, como medida de seguridad en los extremos y en el centro se reduce esta distancia a 2 metros para asegurar un completo arranque del material y no dejar nada colgando para evitar un desprendimiento que puede ser causal de algún accidente. El taco comúnmente utilizado corresponde a sacos de ANFO colocados a presión contra el explosivo con los cuales se rellena aproximadamente 2 metros de cañones.

En la Figura 5.2 se puede apreciar una configuración de carga de explosivo para un perfil de tronadura. Como medida extra los cañones son aproximados a números enteros para mayor facilidad de los cargadores de tiros.

Figura 5.2: Configuración de Cargas en Diagrama de Tronadura de 3"



5.2.3. Tronadura de Producción en 4 1/2" de Diámetro

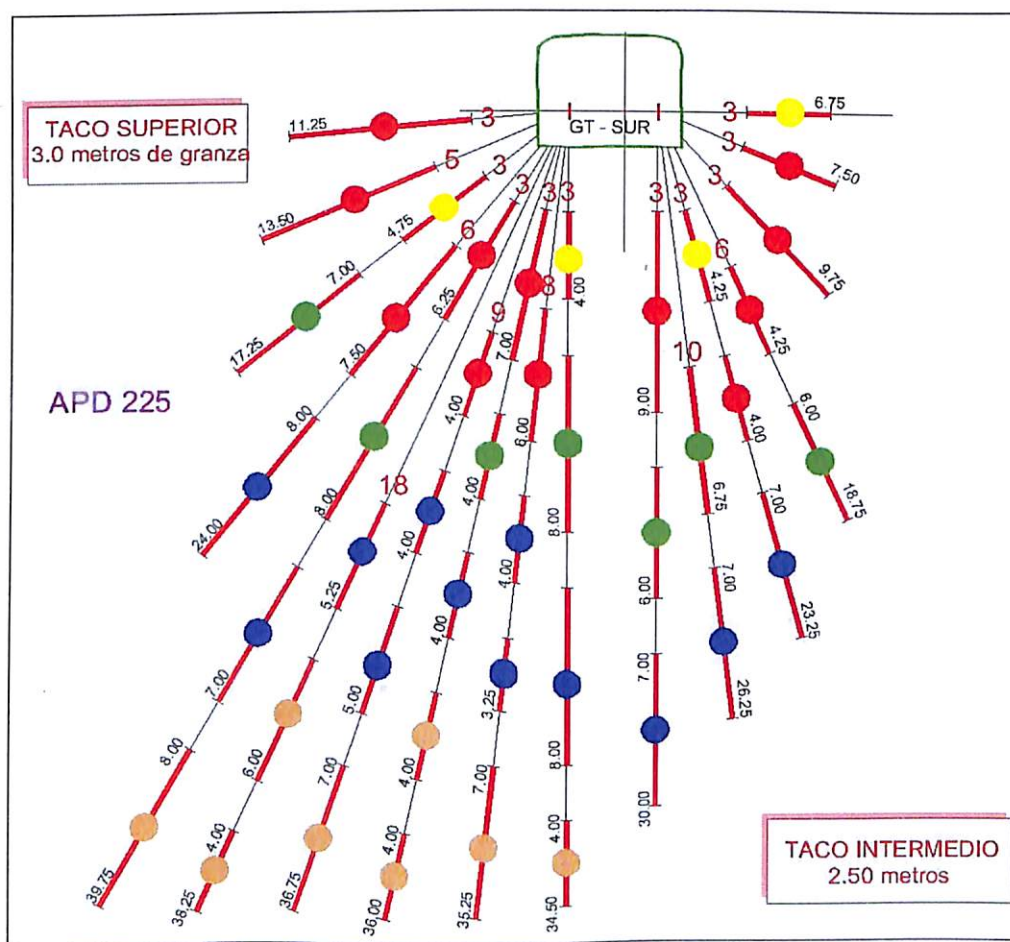
Los diagramas de perforación en 4 1/2" perforados para banqueos, son diseñados de tal forma que la configuración de carga sea realizada para evitar una detonación prematura de los tiros por efecto de la cercanía entre ellos.

Para una adecuada tronadura se maneja como una distancia promedio entre tiros la misma distancia del espaciamiento, lo cual se hace notar en las distintas longitudes de los cañones de cada tiro.

Los cañones utilizados con regularidad corresponden a 3 metros de longitud. El taco comúnmente utilizado corresponde a material del mismo sector con los cuales se rellena aproximadamente de 2 a 3 metros de cañón.

En la figura 5.3 se puede apreciar una configuración de carga de explosivo para un perfil de tronadura. Como medida extra los cañones son aproximados a números enteros para mayor facilidad de los cargadores de tiros.

Figura 5.3: Configuración de Cargas en Diagrama de 4 1/2"



5.3. Carguío y Transporte

Actualmente para poder movilizar las aproximadamente 270.000 toneladas mensuales que produce mina Punta del Cobre, se necesita una flota de equipos de carguío y transporte, tanto para interior mina como para el envío a planta. El transporte dentro de la mina se realiza desde el punto de extracción al inclinado y el transporte a planta se realiza desde el inclinado a la planta.

El Carguío y Transporte en mina Punta del Cobre es realizado tanto por equipos de la propia empresa como de terceros. El área de carguío y transporte se divide en:

- Carguío y transporte desde la mina al inclinado.
- Carguío y transporte desde el inclinado a la planta.

5.3.1. Equipos en Interior Mina

La totalidad de los equipos de carguío y transporte dentro de la mina es de propiedad de Punta del Cobre, contando con una flota de carguío y transporte de:

- 18 Camiones
- 6 Cargadores Frontales (2 para Producción, 2 para Desarrollo, 1 para Preparación y 1 para Servicios).
- 4 LHD

5.3.1.1. Carguío en Interior Mina

Para el carguío en el interior de la mina, se utilizan equipos tales como, cargadores frontales y scoops. Los scoops son utilizados para sacar material desde los caserones a los puntos de carguío, siendo estos utilizados a control remoto para mayor seguridad tanto del

operador como del equipo. En los puntos de carguío son utilizados los cargadores frontales, los cuales cargan los camiones que llevan el material al inclinado.

Los cargadores frontales utilizados en interior mina son:

- 2 Volvo Modelo 220-G de 4,5 m³ y 11 toneladas de capacidad.
- 4 Volvo Modelo 220-F de 4,5 m³ y 11 toneladas de capacidad.

Los scoops utilizados corresponden a:

- 2 Caterpillar Modelo R1700G de 7,5 yd³ y 14 toneladas de capacidad.
- 2 Sandvick Modelo Toro 0010 de 13 yd³ y 17 toneladas de capacidad.

5.3.1.2. Transporte en Interior Mina

Los camiones transportan el mineral desde el punto de extracción ubicado en el interior de la mina al inclinado ubicado en la superficie. Esta flota de camiones compuesta de 18 camiones marca Volvo, 13 modelo A40-F y 5 modelo A40E, ambos con 39 toneladas métricas de capacidad nominal.

Al ser vehículos de alto tonelaje, los camiones deben transitar a una velocidad no mayor a 30 kilómetros por hora, teniendo preferencia en interior mina como en superficie tanto cuando estos están cargados como cuando van descargados.

5.3.2. Equipos de Superficie

El carguío y transporte desde el inclinado a planta es realizado por terceros en su totalidad.

5.3.2.1. Carguío y Transporte en Exterior Mina

Los equipos utilizados para el carguío del material en superficie, es realizado por 2 cargadores frontales marca Komatsu modelo WA-600-6, de 15 ton.

El transporte del material, el cual es enviado a planta es realizado por 8 camiones, marca Mercedes, con una capacidad de la tolva de 60 toneladas cada uno.

5.4. Equipos de Apoyo

Los equipos de apoyo para operaciones mina son de vital importancia ya que mantienen en funcionamiento todas las actividades productivas de la mina. Estos equipos realizan sus actividades tanto en interior mina como en superficie, siendo estos:

- Moto Niveladora marca Volvo
- Picadoras de Superficie
- Equipos Acuñadores (Bell)
- Equipos de Fortificación (Boltec)
- Camionetas de Transporte
- Camionetas 3/4 para el transporte del personal interior Mina.
- Buses y Minibuses para transporte de personal.

CAPÍTULO VI.- ANÁLISIS DEL PROCEDIMIENTO DE PRODUCCIÓN

El proceso productivo de la extracción de mineral en Mina Punta del Cobre, comienza por el desarrollo de labores para atacar los cuerpos mineralizados, luego se perfora, se trona y posteriormente se extrae el mineral desde los puntos de extracción para llevarlos a los inclinados (acopio de mineral en superficie); y desde éstos el mineral sigue su proceso hasta la planta.

En este estudio se analiza el proceso de extracción desde interior mina a los inclinados, evaluando su comportamiento a través del año 2013, considerando las variables que afectan directamente a este proceso.

En este capítulo se presenta la descripción del proceso de producción.

6.1. Tareas Insertas en el Proceso de Avance

Para lograr un correcto avance en la mina, todos los procesos insertos en esta operación se deben realizar de la manera adecuada, respetando el procedimiento de trabajo. Estos procesos son:

- Preparación de frente
- Procedimiento de Perforación de Desarrollo
- Carguío de la frente
- Extracción de la marina
- Acuñadura
- Fortificación en caso de ser necesaria

Además los equipos deben operar en condiciones óptimas por lo que se hace muy importante un correcto mantenimiento de éstos.

6.1.1. Preparación de Frente

Esta labor a cargo de los marinos, tiene como objetivo marcar las labores según el diagrama de perforación y dejar la frente en condiciones de poder ser perforada. Para ello, se debe acuñar en caso de ser necesario, y dejar la frente sin restos de material.

6.1.2. Procedimiento de Perforación de Desarrollo

Entre los operadores entrantes y salientes se deben entregar información clara y precisa a través de un contacto verbal, con respecto a las novedades del equipo y su área de trabajo. En caso de no haber contacto entre operadores se debe recurrir al jefe de turno.

Al llegar al equipo, el operador debe realizar una inspección de este, tanto estructural como de sus componentes principales tales como luces, frenos, niveles de aceite, sistema de extinción (manual y automático), estado de neumáticos, combustible, revisar barras que se encuentren en buen estado, etc.

Para trasladar el equipo de perforación Boomer a una frente a perforar, el operador no deberá llevar ningún material que no corresponda al trabajo a realizar al momento de desplazarse, además tampoco podrá ser utilizado como transporte de personal.

El desplazamiento del equipo de perforación Boomer será con sus luces y baliza encendida y el operador muy atento a cualquier situación anómala. El equipo de perforación Boomer no deberá llevar ningún objeto arrastrando, cuando este se desplace.

El operador deberá recibir la frente en condiciones de ser perforada por parte del supervisor. Se debe siempre transitar y/o trabajar sobre techo seguro, y se prohíbe estrictamente el ingreso a caserones.

Una vez inspeccionada la frente a perforar y hechas las mejoras respectivas, según sea el caso el operador será el responsable de energizar el equipo de perforación Boomer, para lo

cual deberán ser instruidos por personal de Departamento Eléctrico, quedando constancia de la instrucción por escrito y firmada.

Se debe instalar la cenefa de seguridad delimitando el área de trabajo, siempre frontal al equipo.

La perforación de las frentes se iniciará desde las zapateras en forma ascendente hacia el techo. Al momento de finalizar la perforación de las zapateras, el operador chequeará acañadura de la frente para proceder a tapar las perforaciones de las zapateras con saco de nylon. Para efectuar esta última operación se deberá detener el equipo.

El operador debe cambiar periódicamente los bits, aproximadamente cada 40 metros de perforación o cada 10 tiros. Para soltar los bits de la barra, debe apoyarse siempre en la roca para evitar percusión en vacío. No se debe usar el bit cuando este tenga un desgaste perimetral igual o mayor a 4mm o cuando al bit le falten dos o más insertos.

Una vez finalizada la operación de perforación el operador debe verificar el estado de las barras para poder realizar el recambio si fuere necesario.

En el caso de encontrar el equipo en perforación, el operador deberá realizar una revisión tanto del equipo como del área de trabajo antes de continuar con esta operación.

En caso que se deban realizar perforaciones de desquinces, se deberá realizar la perforación desde adentro hacia afuera de la galería. Para la perforación de estaciones de carga se debe proceder de igual manera.

Antes de efectuar el retiro del equipo de la frente deberá revisar que los tiros perforados coincidan con el diagrama de perforación establecido.

Una vez retirada la cenefa de seguridad se procede al retiro de la postura.

6.1.3. Carguío de la Frente

El carguío de la frente se refiere en cargar la frente con explosivo. Para ello existen equipos especializados para realizar esta labor, para el correcto desarrollo de esta tarea el operador debe soplar los tiros, cargarlo con el factor de carga adecuado y taquearlo para evitar que el tiro se sople.

El operador debe recibir las instrucciones del jefe de turno, planificar la operación de carguío (lugar de la tronadura, Report, cartilla de trabajo, vale de consumo de explosivo y diagrama de disparo).

Previo ingreso de todo trabajador a la mina subterránea, este deberá dar aviso a Central Mina de su entrada, así también de su salida. Cualquier incidente o accidente debe de ser informado de forma inmediata al supervisor o central mina.

El polvorinero hará entrega del explosivo solicitado según vale de consumo firmado y autorizado. Se trasladara el explosivo al sector de trabajo, quedando en un lugar seguro y área delimitada.

Los cargadores de tiros deberán revisar su área de trabajo, tales como acuñadura de techo, las cajas y frente, además de estado de pisos.

Se debe soplar la totalidad de los tiros y medir su profundidad, en caso de encontrar tiros con poca profundidad, tiros faltantes, tiros tapados, tiros rotos e instalaciones de servicio que pudiesen ser afectadas por la proyección de la tronadura, deberá informar inmediatamente al supervisor antes de iniciar carguío.

Los cebos deben prepararse inmediatamente antes de su uso y su número no deberá ser mayor que los necesarios. Deben prepararse en un sector limpio, seco, seguro y ubicado a no menos de 15 metros del lugar donde se usaran.

Realizado el carguío de los tiros se procede a colocar el taco en el tiro según diagrama de disparo, para asegurar el debido confinamiento de la carga y disminuir la posibilidad de tiros soplados.

Para el carguío de los tiros de altura se utilizara un equipo de apoyo, donde el cargador de tiros deberá usar cola de seguridad.

Cuando se hallan cargados y taqueados todos los tiros, se procede a realizar el amarre correspondiente según el diagrama del disparo (No se conectarán las guías hasta el momento de realizar la quemada).

Una vez realizado el retiro del equipo y terminada la tarea la frente cargada deberá quedar cerrada con loros de seguridad.

6.1.4. Extracción de la Marina

Para realizar esta labor se cuenta con un cargador frontal, el cual carga la flota de camiones destinadas a la extracción de la marina que generalmente es de 4 camiones. La importancia de esta tarea es que la frente quede sin material suelto en el piso, para que así el equipo de perforación pueda ingresar correctamente y no se dañe.

El operador deberá verificar que las condiciones para realizar el carguío sean las que le permita cargar en forma eficiente y segura, para ello debe tener estación de carga adecuada, buena visibilidad, que no haya personal transitando en el sector y, que no existan instalaciones de servicio en el punto de carguío.

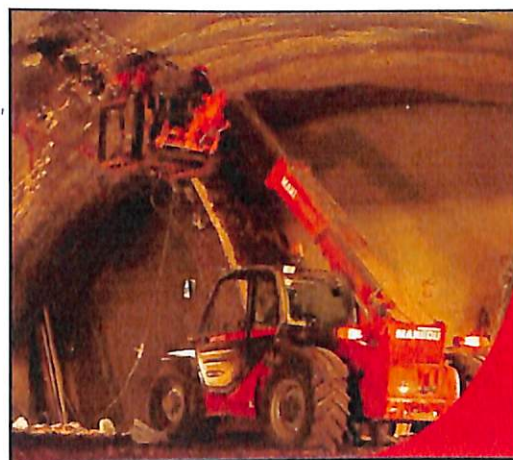
El transporte del material hacia el camión debe de ser con el balde totalmente basculada hacia atrás y a una altura del suelo de 30 a 40 centímetros. Además a una velocidad máxima de 15 Km/Hrs. El área de trabajo se debe mantener siempre limpia

6.1.5. Acuñadura

Esta labor se debe realizar siempre cuando se estime necesario, es muy importante el correcto proceso de esta labor para la seguridad de las personas y de los equipos.

Existen dos formas de acuñadura, la forma manual y la mecanizada.

Figura 6.1 Acuñadura Mecanizada con Bell y Acuñadura Manual con Manitou



En acuñadura de galerías recién quemadas, el Supervisor deberá hacer chequeo de gases, de ser necesario se deberá hacer regar la marina, además revisar las condiciones post-tronadura de techo y cajas, desde a lo menos 12 metros de la marina para ser entregada al trabajador.

Una vez delimitada el área de trabajo se procederá a llenar la cartilla de trabajo y empezará a acuñar. La dirección de avance de la acuñadura debe de ser desde el lugar de entrada con

techo y caja estable y hacia la frente, es decir el equipo y el operador siempre deben de estar bajo una zona ya acuíñada.

Siempre se debe acuíñar en forma simultánea, primero el techo y luego la caja de una galería, en forma descendente hasta el piso.

La acuíñadura de una frente de trabajo, debe de iniciarse desde la parte superior hacia abajo. No se debe percutir en vacío, ni desplazar la cuña en roca firme, no hacer palanca con la cuña.

Una vez terminada la operación de acuíñadura y avisado al supervisor o central mina el término de la operación, el equipo se debe estacionar siempre de frente en una labor o cruzado, no obstaculizando el paso a otros vehículos quedando debidamente señalizado.

6.1.6. Fortificación

En caso de ser necesario se deben fortificar las labores, para realizar esta tarea se cuenta con 4 equipos de fortificación Boltec.

Una vez realizada la inspección del lugar, se procede a delimitar el área a trabajar, la delimitación debe de estar en conformidad al instructivo. La acuíñadura debe de realizarse en forma cuidadosa, prolija y cumpliendo con lo establecido en los procedimientos para la acuíñadura mecanizada y manual.

Previo a realizar trabajos de fortificación, se deberá cargar el carrusel para pernos Split-set o Swellex, el cual será de conjunta coordinación entre el operador y el ayudante del equipo Boltec. Comenzando con el operador al ubicar el brazo perforador y apernador el cual cuenta con carrusel, a una altura aproximada de un metro en posición horizontal, luego se detiene el brazo y el ayudante procederá a bloquear el equipo desde panel de control ubicado en brazo perforador y apernador, para un carguío adecuado y seguro de los pernos

en carrusel sin que se pueda intervenir desde la cabina del operador. Después de ser completado el carrusel el ayudante desbloqueara el equipo para su posterior control desde la cabina del operador. Cuando se realicen cambio de tipo de Pernos, Split-Set a Swellex, o viceversa, en el carrusel, se deberá informar a mecánicos, para que estos ajusten, el carrusel, al diámetro correspondiente.

Previo a la instalación de la malla con equipo Boltec se deberá estabilizar primeramente el techo y las cajas mediante acuíadura, pattern de apernado o en su defecto apernado local, de tal forma de instalar la malla siempre en techo seguro. La instalación de la malla deberá ser de arco techo o gradiente a gradiente (Forma transversal de la labor, cuidando que la cantidad de paños de malla que se instale siempre se ubique bajo techo apernado).

Para la instalación de la malla mediante equipo Boltec, la malla se dejará en el piso al alcance del brazo enmallador del equipo a una distancia adecuada y siempre bajo techo seguro, luego el brazo la tomará y levantará en la labor a fortificar, luego la afianzará, presionándola por el mismo brazo en la labor.

La primera malla a instalarse, deberá ser la del lado izquierdo, con el fin de resguardar al ayudante, cuando tenga que recargar este.

Terminada la operación de afianzamiento automatizado de la malla mediante equipo Boltec, el equipo comenzará a realizar la perforación e instalación automatizada e inmediata de los pernos Split-Set, Swellex o helicoidales, según corresponda la recomendación geomecánica.

La perforación y colocación de la primera corrida de pernos Split-set o Swellex, se iniciará desde la roca de mejor competencia o techo más sano al más débil. Comenzando en el centro de la labor, y luego se perforará e instalará los pernos hacia ambos costados. Luego el equipo seguirá avanzando hasta generar una zona fortificada estable. De tal forma de instalar posteriormente la malla bajo techo seguro.

En el caso del perno Swellex se introduce por la perforación hasta que la planchuela tope firmemente con la superficie del macizo rocoso. Luego que esto suceda se comienza a insuflar con agua a presión (especificada por fabricante del perno 300 bar.), hasta que el perno adopte la forma de la perforación, la cual el manómetro del equipo reconoce automáticamente, parando el sistema de insuflado al momento de suceder.

Una vez finalizada la instalación de los pernos Split Set o Swellex, se deberá retirar todo el material sobrante y utilizado, mallas y accesorios. Informar al jefe de turno o central mina, el término del trabajo, para su chequeo final.

6.2. Tareas insertas en el Proceso de Producción

El departamento de ingeniería entrega cada mes el programa de producción y perforación, en el se detallan los tonelajes de extracción de la mina mensualmente por caserón, los que cumplen las leyes programadas además de los metros que deben perforar las simbas.

Basándose en la cantidad de metros solicitados por el departamento de ingeniería en el mes, se estimaban los metros necesarios de producción diario y a su vez el número de viajes realizados por los camiones.

El control de metros perforados y viajes es llevado por central mina el cual ingresa esta información al final de cada turno a una base de datos, esta se administra de tal manera que al final de cada turno se tiene un resumen final que es informado en la reunión de entrega de turno.

Para lograr un exitoso plan de producción en la mina, todos los procesos insertos en esta operación se deben realizar de la manera adecuada, respetando el procedimiento de trabajo. Estos procesos son:

- Preparación del Sector
- Procedimiento de Perforación de Producción
- Carguío de Tiros Realce o Banqueo
- Extracción de la Saca con Cargador Frontal o Scoop
- Transporte del mineral desde interior mina a inclinados
- Transporte del mineral desde los inclinados a planta

Además los equipos deben operar en condiciones óptimas por lo que se hace muy importante un correcto mantenimiento de éstos.

6.2.1. Preparación del Sector

Esta labor a cargo de los marinos, tiene como objetivo marcar las paradas según el diagrama de perforación y dejar la postura de trabajo en condiciones de poder ser perforada. Para ello, se debe acuar en caso de ser necesario, y dejar la postura sin restos de material.

6.2.2. Procedimiento de Perforación de Producción

Cabe recalcar que este procedimiento es el procedimiento general para las simbas TH y DTH.

Primeramente se hace la entrega de información clara y precisa entre operadores, a través de un contacto verbal, con respecto a las novedades del equipo y su área de trabajo. En caso de no haber contacto entre operadores recurrir al jefe de turno. Luego se recibe la instrucción del jefe de turno, para planificar la operación de la perforación. El operador debe retirar los bits designados para la perforación y que estos se encuentren en buen estado. Previo ingreso de todo trabajador a la mina subterránea, este deberá Informar a Central Mina su entrada, así también su salida, este reporte debe ser de forma personal.

El operador debe realizar una inspección del equipo, tanto estructural como de sus componentes, conecte el interruptor de baterías si se encuentra desactivado, verificar el buen estado de las luces, realizar prueba de frenos, niveles de aceite motor, hidráulico, combustible, sistemas de extinción, etc.

Antes de llegar al área de trabajo el equipo de perforación debe ubicarse en la caja eléctrica más próxima al sector a perforar, para que luego el operador se dirija hacia el punto de posicionamiento, donde el operador debe verificar las condiciones del punto. Tales como: acañadura de techo, caja, tiros quedados, pisos en buen estado, si es el caso, el tapado de la o las ventanas que accedan al caserón y además la altura adecuada para el posicionamiento del equipo.

El operador del equipo Simba deberá contar y portar diagramas de perforación y previo a iniciar la perforación deberá chequear la marcación respectiva de los tiros. En el caso que existan diferencias entre diagrama tipo y lo marcado, deberá consultar a jefe de turno.

Para habilitar de aire comprimido en la postura, se deberá instalar el compresor del equipo en un sector acañado, ventilado y de fácil acceso. Este deberá posicionarse a una distancia

lo más cercana al equipo, de manera tal que la instalación de las cañerías queden lo más recta posible. Además, deben ir por la caja de la galería firmemente asegurada y con lazos de seguridad en todas sus uniones. Antes de conectar las cañerías al equipo estas deben ser sopladas con aire del compresor, para eliminar impurezas que pudiesen entrar a la Simba, teniendo la precaución de fijar el extremo del manguerón para que esto no produzca daño a personas y equipos.

Una vez alineado y encontrado el centro, se procede a mover la viga en dirección del tiro número 1, para luego apoyar la viga en los dos extremos. De no lograr el apoyo adecuado con el Stinger, deberá colocar las extensiones y así continuar secuencialmente con este proceso hasta perforar todos los tiros del diagrama de perforación. En la perforación de tiros largos se debe rotar las barras, para que estas tengan un desgaste parejo.

La perforación radial de los techos se realizara de forma ascendente, a partir del tiro 1 hasta el tiro del centro de la galería, luego se procederá a tomar el siguiente centro y continuar la perforación de forma descendente hasta terminar el perfil.

El operador debe cambiar periódicamente los bits y los bits escariadores, aproximadamente cada 40 metros de perforación o cada 10 tiros. Para soltar el bit de la barra, debe apoyarse siempre en la roca para evitar percusión en vacío.

Es necesario y obligatorio que los operadores de los equipos simba, entreguen a través de su report de operación toda la información relacionada con la rotura o pegadura de barras, indicando claramente sector, nivel, labor, perfil y tiro en el cual quedaron la o las barras cortadas y/o pegadas.

En el caso de la perforación de banqueo con el equipo Simba DTH, se debe perforar desde el centro del piso de la galería hacia su caja. Además de controlar que el área de trabajo no se inunde con agua (evitando así que los tiros se llenen con agua) para lo cual se debe contar con un buen sistema de evacuación de agua.

Inmediatamente realizada la perforación de cada tiro, se debe tapar con sacos de nylon amarradas con un cordelillo que salga como mínimo un metro a superficie y luego tapar con unas dos paladas de detritus.

Una vez finalizada la operación, se procederá al retiro los stinger y luego a alinear la viga frente al equipo (posición de traslado), en seguida desactivar el motor eléctrico y desenergizar el equipo con la palanca (breake) de contacto, posteriormente se dirige a la caja eléctrica a desenergizar el equipo, accionando el interruptor debidamente identificado a posición OFF, acto seguido desconecta el enchufe de la caja eléctrica y lo cuelga de la gancho de seguridad ubicado en caja de la galería.

Se efectuará el desmontaje de todas las instalaciones (agua, aire, carro de comandos, etc.) para luego descolgar el cable de los ganchos ubicados en la caja de la galería. Luego se hace abandono del sector y se le informa al jefe de turno a cargo que la operación está realizada.

6.2.3. Carguío de Tiros Realce o Banqueo

Esta operación comienza con la entrega del sector totalmente perforado. El carguío de los tiros de producción se refiere en cargar los tiros de realce y banqueo con explosivo. Para ello existen equipos especializados para realizar esta labor, para el correcto desarrollo de esta tarea el operador debe soplar los tiros, cargarlo con el factor de carga adecuado y taquearlo para evitar que el tiro se sople.

El operador debe recibir las instrucciones del jefe de turno, planificar la operación de carguío (lugar de la tronadura, Report, cartilla de trabajo, vale de consumo de explosivo y diagrama de disparo).

Previo ingreso de todo trabajador a la mina subterránea, este deberá dar aviso a Central Mina de su entrada, así también de su salida. Cualquier incidente o accidente debe de ser informado de forma inmediata al supervisor o central mina.

El polvorinero hará entrega del explosivo solicitado según vale de consumo firmado y autorizado. Se trasladará el explosivo al sector de trabajo, quedando en un lugar seguro y área delimitada.

Los cargadores de tiros deberán revisar su área de trabajo, tales como acuñadura de techo, las cajas y frente, además de estado de pisos.

Se debe soplar la totalidad de los tiros y medir su profundidad, en caso de encontrar tiros con poca profundidad, tiros faltantes, tiros tapados, tiros rotos e instalaciones de servicio que pudiesen ser afectadas por la proyección de la tronadura, deberá informar inmediatamente al supervisor antes de iniciar carguío.

El soplado de tiros de banqueo se debe iniciar desde los costados de la galería hacia el centro de esta. En el caso de haber tiros de banqueo con agua, se debe desaguar usando la botella para este fin, de ser necesario se utilizará aire comprimido tomando los resguardos necesarios para esta operación. En el soplado de tiros radiales se usará aire comprimido del equipo cargador de anfo si es necesario.

La colocación de los cebos y carguío de los tiros radiales se debe iniciar desde el centro del techo de la labor hacia los costados y por orden descendente de los retardos, primero hacia un costado y luego en el otro, según diagrama de disparo. Para el caso de la colocación de los cebos y carguío de tiros de banqueo se debe realizar por orden de los retardos, según diagrama de disparo.

Realizado el carguío de los tiros se procede a colocar el taco en el tiro según diagrama de disparo, para asegurar el debido confinamiento de la carga y disminuir la posibilidad de tiros sopladados.

Para el carguío de los tiros de altura se utilizara un equipo de apoyo, donde el cargador de tiros deberá usar cola de seguridad. Cuando se hallan cargado y taqueados todos los tiros, se procede a realizar el amarre correspondiente según diagrama de disparo (No se conectarán las guías a fuego hasta el momento de realizar la quemada).

Limpiar cuidadosamente el lugar de trabajo, retirando todos los restos explosivos, accesorios y envoltorios, para que estos sean entregados al polvorín. En caso de explosivo deteriorado deberá informar al supervisor.

Al término de la operación de carguío se debe dejar delimitada el área con la señalética adecuada e informando al supervisor.

Para el retiro del equipo cargador de tiros del lugar de trabajo, si este se encuentra energizado se debe desactivar el motor eléctrico del equipo, posteriormente el operador se dirige a la caja eléctrica a desenergizar el cable del equipo, accionando el interruptor debidamente identificado a posición OFF, acto seguido desconecta el enchufe de la caja eléctrica y descuelga el cable de los ganchos de seguridad.

El equipo será retirado del lugar de trabajo quedando estacionado en un lugar seguro, con los gatos hidráulicos activados.

Una vez estacionado y detenido el equipo el operador debe desconectar el cortacorriente, realizar una observación del entorno, y del equipo, verificando que no existan restos de explosivos o accesorios de tronadura en el. Además debe terminar el report con todas las novedades.

6.2.4. Extracción de la Saca con Cargador Frontal o Scoop

Luego de ser tronado el mineral va a dar a los puntos de extracción (ventanas) en los niveles inferiores del caserón, desde aquí el mineral es extraído directa y primeramente por los cargadores frontales en el punto de extracción y a medida que avanza la extracción, se realiza con scoop a control remoto.

El procedimiento de extracción actual consiste en primera instancia en la extracción de material por los cruzados con cargador frontal, operación que cesa en el momento en que este comienza a ingresar a la cavidad del caserón, para así evitar exponer al operador y al equipo a posibles desprendimientos y rodados de material.

Luego se incorpora a la operación de extracción el equipo LHD radio dirigido a larga distancia, mediante el cual se evita exponer a los operarios al interior del caserón y a los riesgos que esto conlleva. La operación con LHD consiste en extraer el material desde el interior del caserón para ser acopiado en lugares especialmente habilitados para esta función, en donde el material acopiado es cargado sobre camiones Dumpers por Cargadores Frontales.

La secuencia de extracción actual contempla que los equipos Cargador Frontal y LHD retiren en su totalidad el material producto de la tronadura, dejando el caserón vacío. Es decir luego de una tronadura se retira la totalidad del material producto de esta y en la siguiente tronadura se extraerá nuevamente la totalidad de material producto de esta nueva tronadura y así sucesivamente en todas las eventuales tronaduras.

Para los operadores está estrictamente prohibido ingresar a caserones y a galerías sin acuañadura. El operador deberá verificar que las condiciones para realizar el carguío sean las que le permita cargar en forma eficiente y segura, para ello debe tener estación de carga adecuada, buena visibilidad, que no haya personal transitando en el sector y, que no existan instalaciones de servicio en el punto de carguío.

El transporte del material hacia el camión debe de ser con el balde totalmente basculada hacia atrás y a una altura del suelo de 30 a 40 cm. Además a una velocidad máxima de 15 Km/Hrs.

Al vaciar la primera balda sobre la tolva del camión, deberá hacerlo en forma controlada, evitando el derrame de material y daños a la estructura de la tolva, para que esto no suceda debe contar con una estación de carguío adecuada, tanto en altura como para posicionar el camión en forma segura y, así, cargar a plena capacidad y sin riesgo de daños a la estructura del balde del cargador.

Al vaciar la última balda esta deberá hacerla de forma controlada y lenta, de tal forma de controlar el vaciado sobre la saca, acomodando el material sobre la tolva de camión, esto para evitar que haya proyección de material hacia la cabina del camión y evitar derrames.

Una vez terminada la operación de carguío del camión, acomode la carga aplanándola con la parte inferior del balde.

En caso de detectar alguna roca que pueda caer o impactar con instalaciones de servicio o galerías, deberá acomodar dicho material, eliminando la condición.

Al terminar de cargar el camión, deberá estibar la carga evitando dejar material expuesto de la tolva del camión. Los Scoops serán usados solamente para el acarreo y acopio del material desde un punto de ataque a la estación de acopio.

El acopio se hará en un sector adecuado y que permita acumular material sin exponer el equipo a daños o a instalaciones de servicio.

6.2.5. Transporte del Mineral desde Interior Mina a Inclinaos

El camión llega al punto de carguío, es allí donde el operador debe realizar desde la cabina, una observación y evaluación visual de las condiciones del sector, tales como: estabilidad del techo, cajas, frente, de tal manera que le permita posicionar el equipo para el carguío en un lugar seguro.

La maniobra de posicionamiento del camión en la estación de carga deberá ser coordinada con el operador del cargador frontal a través de una comunicación clara y precisa. Esta será por medio de señas, bocina o luces.

Al ser cargado el camión completamente por el cargador frontal, comienza el transporte del mineral a superficie. El camión articulado no deberá llevar ningún objeto arrastrando, cuando se desplace.

El camión articulado con carga de material, tendrá la preferencia ante cualquier vehículo que se cruce, exceptuando vehículo de emergencia y camión de transporte de sustancias peligrosas.

La maniobra que realizará el camión vacío, cuando se cruce con un camión cargado, será de bajar la intensidad de las luces, reducir la velocidad y posicionarse en una estación de paso, de tal manera que permita hacer la maniobra en forma segura entre los dos equipos. Si es necesario, tendrá que retroceder lo suficiente, hasta ubicarse en una estación de paso. Esta maniobra se deberá hacer con precaución y resguardo necesario para evitar algún incidente, para ello el chofer debe estar atento a las condiciones del camino manteniendo una observación permanente por los espejos retrovisores y cámara de retroceso. Se prohíbe estrictamente el ingreso a caserones y/o trabajar bajo techo o cajas sin acufiar.

Cuando el camión articulado salga del interior de la mina a descargar hacia los inclinados, se debe transitar en todo momento por la pista derecha. Solamente se transitará en

superficie por la pista izquierda, tanto en subida como de bajada, en rampa o camino de acceso al inclinado N° 1 del Rampa.

Al llegar al sector de descarga, se debe realizar una observación visual desde la cabina y a través de la cámara de retroceso las condiciones del piso y tope de seguridad del punto de descarga.

Antes de realizar la maniobra de marcha atrás el conductor debe asegurarse que no existan personas o equipos en la trayectoria de desplazamiento del camión. El pretil de seguridad debe ser el adecuado y con la altura suficiente que le permita posicionar en forma segura y eficiente el camión para su descarga. Nunca se deberá descargar dos camiones a la vez cuando los espacios son reducidos. Una vez descargado el camión en los inclinados, informe a central mina de esta maniobra, entregando la información clara y precisa de la procedencia del material y lugar de descarga. Se recuerda, que nunca se debe desplazar el camión con la tolva elevada

6.2.6. Transporte del mineral desde los inclinados a planta

El mineral vaciado en el inclinado es acomodado por cargadores frontales de manera de formar los pretiles de seguridad respectivos al borde de los inclinados y permitir el escurrimiento del material por el talud del inclinado. El material que va a dar al final del inclinado es seleccionado por cargadores frontales en: material para enviar a planta y material a ser picado (picadora de superficie).

El material que es seleccionado para picar es troceado por la picadora de superficie hasta alcanzar la granulometría adecuada para el chancador primario que se encuentra en planta. Este posee una granulometría de alimentación máxima de 24 pulgadas (aproximadamente 60 centímetros), por lo tanto el mineral debe tener una granulometría de preferencia menor al tamaño máximo de alimentación.

El camión llega al punto de carguío, es allí donde el operador debe realizar desde la cabina, una observación y evaluación visual de las condiciones del sector.

Al ser cargado el camión completamente por el cargador frontal, comienza el transporte del mineral a planta. El camión articulado no deberá llevar ningún objeto arrastrando, cuando se desplace.

El cargador frontal carga los camiones convencionales con las normas de seguridad correspondientes al procedimiento de operación de cargador frontal, y una vez que se encuentra lleno comienza su salida del inclinado para llevar el mineral a planta.

CAPÍTULO VII.- PROCEDIMIENTO DE PERFORACIÓN Y TRONADURA SECUNDARIA

Los fragmentos de roca con un tamaño excesivamente grande que se producen en las tronaduras primarias, también llamados bolones, precisan ser troceados para que puedan manipularse con los equipos de carguío, primeramente por el cargador frontal y luego por el scoop, con el objeto de alcanzar una granulometría que no dé lugar a atascos en el chancador primario de la planta San José (granulometría inferior a 24 pulgadas).

Los métodos que actualmente se utilizan en la reducción secundaria interior mina, se clasifican en dos grupos; el primero, donde se usan explosivos dentro de tiros o adosados a la superficie y el segundo, por medios mecánicos o especiales.

Este estudio se centrará en la reducción secundaria interior mina basado en la utilización de explosivos dentro de tiros, aún así existe una reducción mecanizada realizada por una picadora de superficie, la cual aporta datos estadísticos de tonelaje en el estudio.

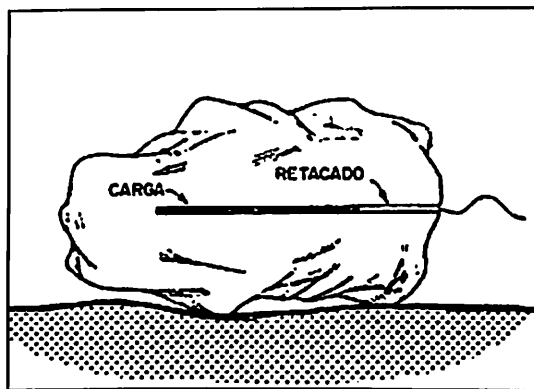
7.1. Definiciones

- Perforación y Tronadura Secundaria (Cachorro): Fragmentación de los bolones de roca provenientes de la tronadura primaria.
- Tiro: Llámese a la perforación en la roca.
- Cachorro: Tiro generalmente de corta longitud que se hace en la roca para su posterior tronadura.
- Caserón: Unidad básica de explotación, donde se encuentran los materiales quebrados por la tronadura de producción, donde no hay control de la acuñadura.

- Cachorrero: Persona que realiza el cachorreo.
- Polvorín: Lugar de almacenamiento de explosivos y accesorios de tronadura.
- Explosivo: Sustancia o mezcla de sustancias que por liberación súbita de su energía produce una sobre presión en sus alrededores seguido de llama y ruido.
- Anfo: Agente explosivo, mezcla de nitrato de amonio y petróleo.
- Cebo: Carga explosiva de alta sensibilidad, y se utiliza para iniciar el cachorreo.
- Acuñar: Operación destinada a desprender material rocoso inestable que se encuentre en el contorno, techo ó frente de la labor minera, antes que caiga por sí sola.
- Bolón: Roca de gran tamaño.
- Chicago: Accesorio que sirve para el acoplamiento de las mangueras.
- Loro: Cualquier señalización que impide el ingreso al área de trabajo.
- Loro vivo: Cualquier persona con la obligación de no permitir el acceso al área restringida.
- Accesorios de Tronadura: Son los implementos que inician la detonación del explosivo, entre los cuales se puede encontrar los fulminantes, cordón detonante, cargas de fondo, etc.
- Camión Cachorrero: Camión plano equipado con compresor diesel y botella para el agua de la perforación.
- Botella: Recipiente metálico destinado para almacenar agua para la perforación.

- **Compresor Diesel:** Equipo generador de aire de baja presión, accionado por motor diesel, destinado para la perforación del cachorro.

Figura 7.1 Esquema de Perforación y Tronadura Secundaria en MPC



7.2. Responsabilidades, Obligaciones y Materiales

Mina Punta del Cobre cuenta con 2 cuadrillas de cachorro por turno, las cuales cuentan con una dotación de 4 personas, 1 maestro cachorrero, 2 ayudantes y un chofer de camioneta o camión.

7.2.1. Responsabilidades

- Jefe de Turno o Supervisor: Es el responsable de entregar las instrucciones de la operación de perforación y tronadura secundaria, para luego supervisarla y controlarla.
- Maestro Cachorrero: Es el responsable de realizar la operación de perforación y carguío del explosivo en el tiro.
- Ayudante: Es el responsable de apoyar en toda la operación de la perforación y tronadura secundaria.
- Operador Central Mina: Es la persona encargada de transmitir las necesidades diarias de la operación mina, informando al jefe de turno o supervisor de las novedades y además de ser capaz de procesar la información y solicitar el apoyo de cualquier departamento, para asistir las necesidades que se presente en la mina.

7.2.2. Obligaciones

Todo el personal que participa de esta operación deberá cumplir con las siguientes obligaciones:

- Conocer y cumplir con lo establecido en el procedimiento de perforación y tronadura secundaria.
- Haber sido capacitado e instruido en esta operación.
- Poseer licencia de manipulador de explosivos al día.
- Utilizar en todo momento los elementos de protección personal (E.P.P.)

7.2.3. Materiales

El personal que realice este trabajo deberá contar y utilizar los siguientes materiales:

- Elementos de Protección Personal: casco de seguridad con huincha reflectante y porta lámpara, autorescatador, lentes de seguridad, guantes de cabritilla y goma, buzo tipo piloto o slack con huinchas reflectantes, lámpara minera, botas de seguridad, cinturón de seguridad, respirador para gases y polvo, protector auditivo y cenefa o conos.
- Equipos y herramientas: camión o camioneta, máquina liviana (perforadora manual), émbolo (estándar), aceros de perforación, compresor, mangueras de aire 1 pulgada, manguera de agua $\frac{3}{4}$ pulgada, abrazaderas de seguridad, terminales del tipo chicago, acuñadores y llave de broca, pistola cargadora de anfo, pato lubricador y botella para el agua.

7.3. Procedimiento de Trabajo

7.3.1. Ingreso al Área Industrial.

- Recibir instrucción directa del jefe de turno en forma clara y precisa para analizar y planificar la operación de perforación y tronadura secundaria. (lugar a cachorrear, cartilla y report del trabajo)
- Retirar los aceros designados para la perforación, (juego de brocas) y revisar las condiciones de éstas.
- Recuerde que cualquier incidente o accidente ocurrido durante el turno debe de ser informado de forma inmediata al supervisor o central mina.

7.3.2. En el Área de Trabajo

7.3.2.1. Control de Ingreso a la Mina.

- Previo ingreso de todo trabajador a la mina subterránea, este deberá informar su entrada en Central mina, así también su salida.
- La operación de la perforación y tronadura secundaria, se debe realizar con un mínimo de dos personas.

7.3.2.2. Ingreso al Sector y Perforación de Tiros.

- Estando el cachorrero en el sector a trabajar, debe verificar las condiciones de: acuífura, ventilación, polvos, gases nocivos, peligro de rodadas, movimiento de equipos e instalaciones de servicio. En caso de requerir acuífura proceder según procedimiento de acuífura manual o solicitar acuífura mecanizada según sea el caso. Si existen instalaciones de servicio en el área de tronadura, deberá informar al supervisor.
- Una vez mejorada las condiciones subestándar del sector, proceder a delimitar el área a trabajar, (No delimite sectores que podrían entorpecer el normal funcionamiento de la operación de otros equipos)
- Antes de iniciar la operación de cachorro, el camión cachorrero debe ser posicionado en un lugar que reúna las condiciones de seguridad establecidas para ejecutar la tarea.
- Está estrictamente prohibido trabajar o transitar por caserones, siempre debe realizar cualquier acción bajo techo y cajas seguras.

7.3.2.3. Perforación

- Al realizar la instalación de la perforadora manual y sus accesorios, se debe asegurar que todos los acoples de las mangueras de aire presurizado tengan sus abrazaderas adecuadas, y la unión entre mangueras deberá tener sus amarras adecuadas, de acuerdo a la legislación vigente.
- Al momento de la perforación el émbolo debe quedar bien apoyado y el operador con una postura adecuada (a un costado de la máquina), prohibiendo el uso de elementos sueltos susceptibles de ser atrapados por las partes móviles del equipo de perforación (ropas, cabellos, etc.).
- Toda vez que se requiera durante la perforación, el ayudante debe posicionarse a un costado del émbolo para fijarlo en el piso, para ello debe hacerlo con el pie más cercano al émbolo, mirando la máquina y siempre al mismo costado en donde se encuentra el operador.
- Siempre debe mantenerse una buena comunicación entre el operador y el ayudante.
- Previo a la perforación, los cacharreros deberán verificar que los bolones se encuentren bien estibados o apoyados para efectuar la operación de cachorro.
- La longitud de perforación del tiro deberá ser de entre $1/2$ a $2/3$ del diámetro del bolón, siempre buscando el centro del mismo.
- Si las dimensiones del bolón lo requieren, se deberá perforar más de un tiro para la reducción del bolón.
- Recuerde que está estrictamente prohibido perforar en seco y en cualquier perforación ya realizada o culos de tiros anteriores.

7.3.2.4. Carguío de Explosivo

- El Jefe de Turno verificará los puntos de cachorro y proporcionará los explosivos y accesorios necesarios para la tronadura del cachorro.
- Está estrictamente prohibido el traslado de explosivos y/o envases de explosivos en el camión cachorrero u otro equipo que no esté destinado para este fin.
- Antes de iniciar el carguío del explosivo se debe soplar la totalidad de los tiros.
- Nunca se debe realizar el carguío de tiros con la operación de perforación o soplado de tiros en el mismo momento. Cualquier trabajo simultáneo se debe realizar a no menos de 15 metros de distancia.
- En el carguío del tiro, primero se pone el cebo (compuesto solamente de cordón detonante) y luego debe ser fijado suavemente en el fondo del tiro con la manguera de la pistola de anfo (plansa), para luego colocar el resto de la columna de explosivo.
- Cuando se hallan cargado el o los tiros, se procede a realizar su conexión con cordón detonante (No se conectarán las guías hasta el momento de realizar la tronadura).
- Limpiar cuidadosamente el lugar de trabajo, retirando todos restos explosivos, accesorios y envoltorios, para que estos sean entregados al polvorín en los equipos autorizados para este fin. Los explosivos o accesorios de tronadura en mal estado igual deben de ser entregados al polvorín e informado al supervisor.

- Se procede a informar al supervisor o jefe de turno el término de la operación, el cual chequeara el carguío de los tiros, recordando que debe mantener el área “loreada”.

7.3.2.5. Evacuación de la Mina y Realización de la Tronadura.

- Una vez cargados los cachorros se procede a dejar loreado el sector conforme a los procedimientos, reglamentos y normas vigentes.
- La evacuación de la mina y la tronadura se puede realizar en horarios pre-establecidos y conocidos por todos los trabajadores que operan al interior de la mina, siendo estos:

Figura 7.2 Horarios de Tronadura MPC

Horario de Tronadura.	
Turno A:	13:15 Hrs. - 14:15 Hrs. 19:30 Hrs. - 20:00 Hrs.
Turno B:	01:15 Hrs. - 02:15 Hrs. 07:30 Hrs. - 08:00 Hrs.

- Se debe retirar del sector todos los equipos utilizados en esta operación, quedando ubicados en un lugar seguro, sin que sean afectados por la tronadura.
- Además se debe tomar los resguardos necesarios para evitar daños en cualquier estructura (redes de aire, agua, eléctrica, etc,) que pudiera ser afectada por la tronadura.

- Debe hacer retiro de todo elemento extraño a la operación de cachorro del sector de tronadura tales como: ganchos, patas, pernos de fortificación, mallas, maderas, barras en desuso, etc.
- Una vez que se halla realizada y comprobada la evacuación completa de la mina, el jefe de turno o personal autorizado por la supervisión, ingresara al área de la tronadura acompañado de una persona y conectara la guía, dando inicio a la tronadura. Cuando se queme en más de un sector, la secuencia de tronadura debe hacerse siempre partiendo desde el punto más lejano, respecto de la salida del sector.
- El Supervisor dará la orden del inicio de la tronadura, respetando los estándares de seguridad establecidos en cuanto a la longitud de la guía de fuego (2,4 mts.), para luego retirarse del sector.

7.3.2.6. Ingreso a la Mina después de una Tronadura.

- Esperar el tiempo reglamentario de 30 minutos, antes de ingresar al lugar de la tronada.
- No se podrá ingresar al área de la tronadura hasta que el Supervisor haya autorizado el ingreso, previa verificación de las condiciones del lugar, gases, ventilación, tiros quedados, acañadura del techo y cajas, etc.

CAPÍTULO VIII.- IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

La necesidad del cumplimiento de los programas de desarrollo planificados por la empresa PUCOBRE, cuidando la significación de sus costos y eficiencia; han hecho que continuamente se vayan diseñando modalidades destinadas a mejores logros. Es más, la actividad de perforación es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella.

Actualmente uno de los principales problemas detectados en las operaciones unitarias de desarrollo de Mina Punta del Cobre es que las metas establecidas para cada mes no se han cumplido como corresponde, este problema tiene diversas aristas, pero entre los mayores se puede apreciar la gran cantidad de pérdidas operacionales que tienen los equipos.

El método que usaba la empresa PUCOBRE, sigue la lógica de que a mayor cantidad de equipos operando mayor es la cantidad de metros perforados se obtendrán. Si bien esto puede ser válido para distintas empresas, para la empresa (debido a los resultados obtenidos a través del tiempo), quedaba claro que no era la mejor opción que se debía seguir.

Considerando que para corregir esta situación no solo se debía hacer un cambio simple, sino una reestructuración completa de cómo estaban trabajando los equipos Boomer, para que de esta forma los resultados fueran los esperados.

8.1. Razones Principales del incumplimiento de las metas de perforación.

Como se indicó anteriormente los bajos rendimientos de los equipos Boomers no solo obedece a una única razón sino que a un conjunto de variables que conllevan los resultados bajos.

Teniendo en cuenta ello es que el análisis de las pérdidas operacionales toma gran relevancia, debido a que si se produce un mejor control de las mismas los rendimientos deberían mejorar.

8.1.1. Pérdidas Operacionales

Las pérdidas operaciones siempre han sido y serán un factor de interés para las empresas debido a que el no control de ellas merman considerablemente los resultados esperados. Para los equipos Boomers de empresa PUCOBRE las principales pérdidas operacionales son las que están dentro de la siguiente línea de tiempo:

1. Inicio y cambio de Turno.
 2. Instrucciones y revisión área de trabajo y equipo.
 3. Traslados operador.
 4. Perforación Brazo Derecho e Izquierdo.
 5. Espera reparación Brazo Izquierdo, Derecho y del Equipo.
 6. Reparación.
 7. Mantenición Programada.
 8. Reparación por Accidente.
 9. Sin Agua.
 10. Sin Energía.
 11. Cambio de punto de operación.
 12. Tronadura.
 13. Ventilación.
 14. Repaso de Tiros.
 15. Falta de suministros.
 16. Pegadura.
 17. Acuñadura y limpieza de postura.
 18. Sin operador.
 19. Stand By.
 20. Colación.
 21. Esperando marcas.
-

8.1.1.1. Inicio y cambio de turno

Corresponde a la cantidad de tiempo en el cual el operador llega a la faena y realiza el cambio de vestimenta y se prepara para el inicio de sus funciones, y de la misma forma cuando sale de faena y se prepara para regresar a su hogar. Esta es una pérdida operacional que no se puede eliminar, debido a la dinámica del trabajo, lo que sí se puede hacer es controlarla debido a que a una gestión con el trabajador puede provocar que esté realice esta actividad en el menor tiempo posible.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera del Inicio y Cambio de Turno fluctúa entre los 0,6 – 0,9 Hrs.

8.1.1.2. Instrucciones y revisión área de trabajo y equipo.

Corresponde a la cantidad de tiempo en el cual el operador recibió las charlas e instrucciones para realizar sus operaciones, estas incluyen las charlas de seguridad, y las Charlas MEXO además de que incluye los tiempos en los cuales el operador luego de llegar a la postura de trabajo revisa el equipo y el área de trabajo para de esta forma identificar cualquier anormalidad que pueda afectar en el correcto modo de trabajo.

Este tipo de tiempo tiene una gran relevancia debido a que en general es aquí en donde el operador recibe las indicaciones de cómo y en donde deberá perforar y examinar si la postura y el equipo asignados están en las correctas condiciones para trabajar

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera de las Instrucciones y revisión del área de trabajo y equipo fluctúa entre los 0,5 – 0,8 Hrs.

8.1.1.3. Traslado del operador.

Corresponde al tiempo en el que el operador es transportado desde las instalaciones desde superficie hasta la postura designada por parte del Jefe de Turno y viceversa, además incluye los tiempos en los cuales el operador es trasladado a la “choca” (almuerzo) desde la postura de trabajo hasta el casino de la empresa y viceversa. Se tiene que tener en consideración que cuando el operador realiza “*continuado*” (no almuerza y sigue perforando), esta parte del tiempo se hace cero.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera del traslado del operador fluctúa entre los 0,7 – 1,0 Hrs.

8.1.1.4. Perforación Brazo Derecho e Izquierdo.

Corresponde al tiempo efectivo en donde el operador perfora, se le hace una subdivisión entre los tipos de brazos debido a que para la empresa es importante poder identificar los rendimientos específicos ya que de esta manera se puede identificar los problemas del mismo y por ende hacer gestión para mejorar su rendimiento.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera de la perforación fluctúa entre los 6,0 – 7,0 Hrs.

Figura 8.1 Simulación de perforación de ambos brazos



8.1.1.5. Espera de reparación brazo Derecho e Izquierdo y equipo.

Corresponde al tiempo de espera en el cual uno o ambos brazos presentaron algún problema y no pudieron operar y por ende el mecánico todavía no estaba en la postura, también ocurre de la misma forma en el caso si es un problema de alguna otra parte del equipo. Se hace la subdivisión entre los brazos debido a lo explicado en el punto anterior. Se debe considerar que si por ejemplo el mecánico llego a la postura e identifico el problema pero esté no cuenta con los repuestos o herramientas necesarias para solucionar el problema y requiere ir al taller o bodega en superficie a buscarlos, también ese tiempo se considera como espera por reparación.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera de reparación fluctúa entre los 1,5 – 2,0 Hrs.

8.1.1.6. Reparación.

Corresponde al tiempo en que el mecánico está reparando al equipo. Junto con la espera por reparación son de las pérdidas operacionales más importantes para la empresa debido a que en ellas se concentran la mayor parte de las pérdidas para el equipo, así que el control de ambas incrementará de gran manera la disponibilidad del equipo y por ende los rendimientos de perforación.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por reparación fluctúa entre los 1,5 – 2,0 Hrs.

8.1.1.7. Mantenimiento Programada.

Corresponde al tiempo en que el equipo está en mantención y que cumple con el programa entregado por Superintendencia de Mantención y Reparación. Si esta no se hace genera grandes problemas al equipo especialmente cuando se le analiza en el largo plazo. También se incluye en este tipo de tiempo, al tiempo de lavado y engrase. Se debe tener en consideración que a excepción del lavado y engrase, la mantención programada neta no se

hace todos los días, sino en tiempos específicos cada mes, por ende los tiempos promedios de las mismas son bajos.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por Mantenición Programada fluctúa entre los 0,1 – 0,2 Hrs.

8.1.1.8. Reparación por Accidente.

Corresponde al tiempo en que por alguna eventualidad el equipo necesite una reparación inmediata. Este tipo de tiempo también incluye si el equipo al cambiarse de postura sufre algún daño y tiene que corregirse. En general no es tan común y sucede muy ocasionalmente, es por ello de su bajo promedio de tiempos.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por Reparación por Accidente fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.9. Sin Agua.

Corresponde al tiempo en que por la falta de este recurso hídrico el equipo no puede perforar. Teniendo en cuenta la dinámica de la empresa este tiempo está incluido dentro de los "*tiempos de servicios*" (tiempos en los cuales tiene directa injerencia la SI de servicios), al momento de perforar los Boomers necesitan una gran cantidad de agua para que no se produzca la polución y el detritus pueda salir de forma sencilla y no obstaculice la perforación.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera sin agua fluctúa entre los 0,1 – 0,2 Hrs.

8.1.1.10. Sin Energía.

Corresponde al tiempo en que el equipo no perfora por la falta de este recurso energético, tal como el anterior este tipo de tiempo está incluido en los "*tiempos de servicios*", por ende deberían ser perdidas controladas, pero en la realidad algunas veces por la gran cantidad de equipos trabajando (especialmente cuando hay de distintos tipos en nieles cercanos como las simba, boltec, etc.) se hace necesario un control muy eficiente de la misma.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera sin energía fluctúa entre los 0,1 – 0,2 Hrs.

8.1.1.11. Cambio de Punto de Operación.

Corresponde al tiempo en que el equipo debe cambiarse de postura para seguir perforando, es importante recordar que debido al tipo de perforación en la que operan los Boomers estos están constantemente cambiando de postura en comparación a otros tipos de equipos como las Simbas. También se consideran en estos tiempos si el equipo se cambia de faena (como por ejemplo en Mina Punta de Cobre, Manto de Cobre y Granate).

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por cambio de punto de operación fluctúa entre los 0,2 – 0,3 Hrs.

8.1.1.12. Tronadura.

Corresponde al tiempo en el cual el equipo no puede operar debido a que se realiza una tronadura, esto incluye los tiempos necesarios antes y durante la tronadura, ya que cuando se realiza se debe despejar el área. También es importante tener como referencia que estos tiempos en general son menores que los que tienen otros equipos perforadores como las Simbas debido a que estos están más alejados de los puntos de producción.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por Tronadura fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.13. Ventilación.

Corresponde al tiempo en el operador no puede trabajar por que no están las condiciones mínimas para que él desempeñe sus actividades, continúa inmediatamente luego de que se realice la tronadura pero también incluye si debido a la perforación misma o en un sector cercano se realice carguío y transporte se produzca excesiva polución. Dentro de los gases más importantes se consideran al CO (Monóxido de Carbono), NO_2 y O_2 , los límites permisibles se presentan a continuación:

Tabla 8.2 Límites permisibles de gases nocivos en minería

Tipo de Gas	Valor	Unidad	Permisividad
CO	40	P.P.M	Límite Máximo
NO_2	2,4	P.P.M	Límite Máximo
O_2	19,6	%	Límite Mínimo

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por Ventilación fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.14. Repaso de Tiros.

Corresponde al tiempo en que el equipo está realizando el “*Repaso de Tiros*” (Revisa y corrige si el tiro presenta algún problema o tapadura), cabe destacar que no esté tipo de perforación no genera metros que se incluyen en los rendimientos de los equipos sino que se asocia a una acción de servicio o ayuda para que cuando los cargadores de tiros lleguen, estos tengan los tiros de forma correcta.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que hace por repaso de tiros fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.15. Falta de Suministros.

Corresponde al tiempo en el que el equipo no puede perforar debido a que le hace falta algún material el cual le impida un correcto funcionamiento del mismo, dentro de los principales se encuentran los aceros (barras), bits, mangueras, trípodes (para elevar la altura de las planzas y así no toquen el suelo cuando tiene agua), etc.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por falta de suministros fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.16. Pegadura.

Corresponde al tiempo en que el equipo no puede operar debido a que las barras de perforación o el Bit se “pegaron” (incapacidad de poder retirar el brazo de perforación del tiro), por ejemplo en MPC no están común ello debido principalmente a la buena calidad de la roca de la mina, pero en el caso de MMC y MGR están tienen una calidad de la roca menor, por ende se hace más común (se tiene considerado que afecta en un 8% más), también incide si es que el operador tiene menor experiencia y habilidad en la perforación como tal.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por falta de suministros fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.17. Acuñaadura y Limpieza de Postura.

Corresponde al tiempo en que el equipo y él operador no pueden operar debido a que no están las condiciones mínimas de seguridad (en el caso de la Acuñaadura) y la limpieza del lugar (el sector tiene una gran cantidad de agua, etc.), es obligación del Jefe de Turno directo revisar que ambos ítems estén en la forma que corresponde y de la misma forma es obligación del operador informar inmediatamente si las condiciones no son las que les indicaron en un primer momento.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por Acuñaadura y Limpieza de postura fluctúa entre los 0,0 – 0,1 Hrs.

8.1.1.18. Sin Operador.

Corresponde al tiempo en que el equipo y la postura están en condiciones de trabajar, pero por alguna razón el operador no está, se da por ejemplo cuando el operador lo mandan a operar otro equipo o cuando esté tiene que salir de la mina para realizar alguna actividad ajena a la operación misma, en general en los primeros años se ocurría bastante pero a medida que ha pasado el tiempo esta situación se ha ido corrigiendo.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por ausencia del operador fluctúa entre los 0,2 – 0,3 Hrs.

8.1.1.19. Stand By.

Corresponde al tiempo en que el equipo está en condiciones de trabajar, pero por decisión de la jefatura se deja el en espera hasta nuevo aviso. Ocurre muy seguido cuando se cambia el modelo operacional de los equipos.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por ausencia del operador fluctúa entre los 1,5 – 1,6 Hrs.

8.1.1.20. Colación.

O también conocida como “*choca*”, esté corresponde al tiempo en el cual el operador sale de la faena y come su colación o almuerzo. Así que toma el tiempo desde que el operador es trasladado desde su postura hasta el casino y viceversa.

Cabe destacar que por normativa de la empresa el tiempo para colación que disponen los trabajadores por turnos (4x4) es de 1,0 Hrs. Y para los trabajadores que son administrativos es de 0,5 Hrs.

8.1.1.21. Esperando Marcas.

Corresponde al tiempo en que el equipo y el operador esperan que se realicen las marcas por parte de topografía, también incluye las esperas de postura por terraplén y por lechado de tiros.

Cabe destacar que luego de revisar la estadística histórica de este tiempo se definió que el tiempo promedio ideal que se espera por marcas fluctúa entre los 0,3 – 0,4 Hrs.

Figura 8.2 Marcas para un Equipo Boomer



CAPÍTULO IX.- MODELO OPERACIONAL: TREN

Luego de que la empresa decidió que era necesario aumentar los rendimientos en los equipos de perforación en desarrollo, se definió que la mejor forma de hacerlo era controlando las pérdidas operacionales, pero la pregunta era *¿Cómo hacerlo?*, es ahí en donde luego de observar a otras empresas del rubro (especialmente algunas contratistas) el cómo lidiaban con ellas, se decidió utilizar un modelo operacional distinto, que permitiera obtener mejores resultados.

9,1 Reseña del Tren

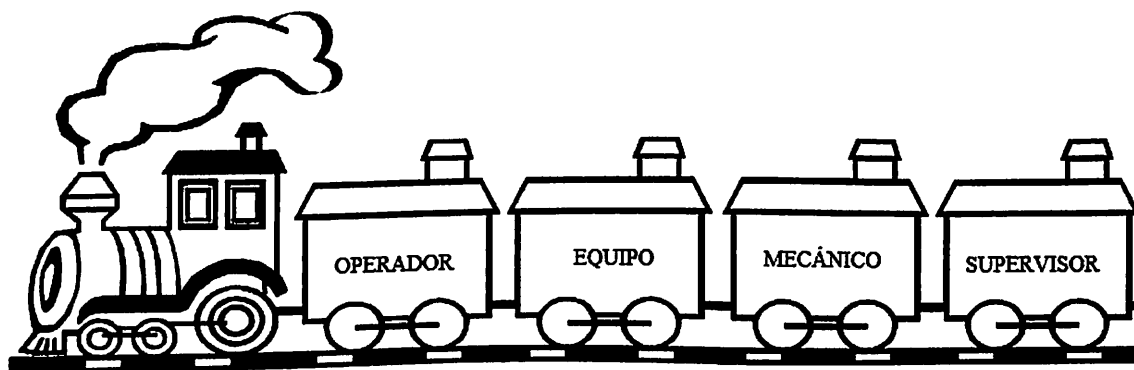
Como se indicó anteriormente se tuvo que lidiar de alguna forma con el creciente aumento en las pérdidas operacionales y por ende los bajos rendimientos de los equipos, fue en ese momento cuando en Noviembre del año 2014 se propuso cambiar esta disyuntiva, es ahí en donde nace lo que en la empresa PUCOBRE se le conoce como “*Tren*” que no es más que un modelo operacional en donde cada elemento que participe (que afecte directa o indirectamente) en la operación del equipo (para el caso de los Boomers sería la perforación), trabaje en la misma línea que requiere el equipo para producir, que sume, no que reste apoyo.

La información del Tren se lleva a cabo mediante dos tipos de reports, uno que tiene la premisa de seguir la línea de tiempo del equipo (Report del Equipo) y otro que sigue la línea de tiempo que tiene del operador (Report del Operador), ambos se pueden observar en los Anexos 9.1.

9.2 Funcionamiento del Tren

Básicamente en el Tren todos los participantes que son necesarios para que el equipo perforo correctamente son como los vagones de un tren, en donde se alinean para obtener los resultados propuestos (en este caso que aumenten los rendimientos y tratar de que se cumplan con las metas esperadas).

Figura 9.1 Esquema General del Tren



9.2.1 Operador

En el modelo anterior el operador pasaba una gran cantidad de tiempo esperando que alguno de los equipos con los cuales trabajaba la empresa estuviera en las condiciones necesarias para operar, al contrario con el nuevo modelo operacional el operador rara vez está esperando por un equipo operativo, en general el operador siempre tiene la oportunidad de operar, cabe destacar que cuando se designa un tren existe un operador principal que solo se dedica a perforar, y existe un operador secundario el cual se encarga de que si hay

que mover otro equipo o hacer cualquier tipo de actividad la realice él, para que de esta forma el operador principal siempre tenga como única misión el perforar.

Además este se encarga en general de realizar el lavado y el engrase del equipo y de cualquier actividad que no requiera de un amplio conocimiento de mecánica, etc. Además es este operador el que tiene que ir a “choquear” primero (en general entre las 12:00 y 13:00 Hrs), y así cuando el segundo operador tenga que ir a choquear (en general entre las 14:00 y 15:00 Hrs.), esté lo reemplace y se produzca el continuado del trabajo, es decir que el equipo siempre este perforando. La metodología para seleccionar el orden de quien es operador principal y ayudante es netamente por rendimientos individuales, así el que tenga mejor rendimiento será el principal y el que tenga menor será el ayudante. Cabe destacar que el sistema no es siempre fijo y permite las modificaciones, es decir que si el operador principal baja sus rendimientos el operador ayudante puede cambiar de puesto con él y así convertirse en titular.

9.2.2 Equipos

En este tipo de modelo el tener una gran cantidad de equipos no es sinónimo de buenos resultados, sino la mejor administración de los recursos existentes, ya que aunque suena paradójico en un primer momento “*con menos se puede producir más*”, Es en este senda que la empresa paso de utilizar de 9 equipos a solamente 4 (H282-8, H282-9, M2C-6 y M2C7), el método de selección de los equipos fue poder usar los más nuevos y que presentarán los mejores rendimientos individuales, de tal forma de perforar con los mejor que existe en la empresa.

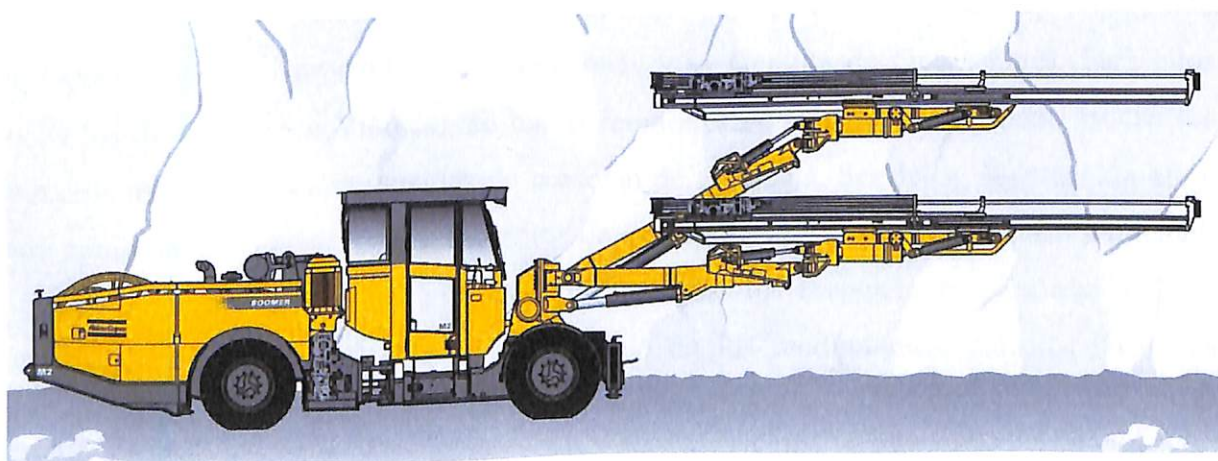
Los demás equipos se dejan en Stand By y se asegura de que estén operativos para que al momento de que uno de los equipos “titulares” presentará algún problema que no tuviera

una solución rápida, entrará otro equipo y que lo reemplaza (el orden de prioridad de los equipos restantes se hace mediante los rendimientos de ellos).

Figura 9.2 Boomer Modelo H-282



Figura 9.3 Boomer Modelo M2C



9.2.3 Mecánico

Para términos concretos sin esté modelo un mecánico tenía que reparar distintos equipos y por ende las pérdidas por espera por reparación eran tan altas, al contrario con este modelo cada equipo tiene un mecánico específico el cual está siempre cerca de él, y está disponible ante cualquier eventualidad que suceda, además está tiene aparte de su caja de herramientas normal, una caja con los repuestos que presentan la mayor cantidad de fallas y que obviamente son de un tamaño necesario para que les quepan en la camioneta.

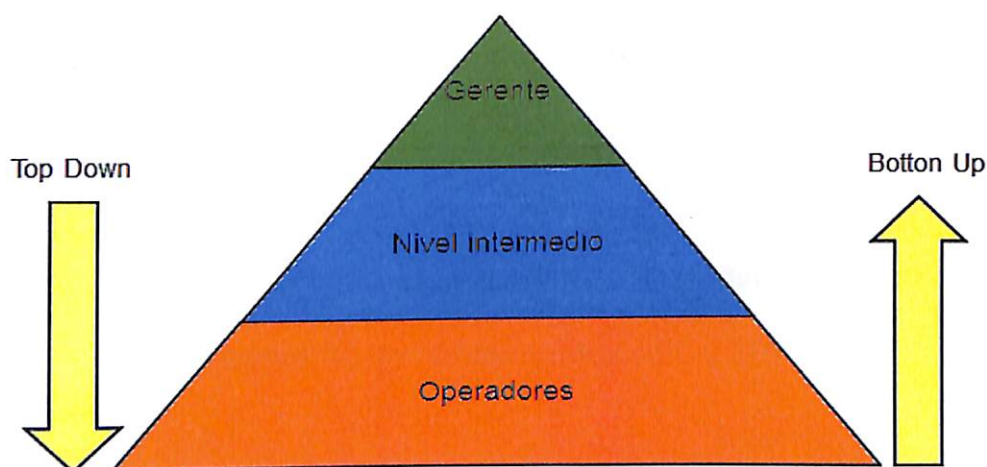
Bajo este nuevo modelo el mecánico deja de tener un rol secundario y pasa a ser uno de los pilares fundamentales para que los rendimientos de los equipos sean lo más alto posible, es por ello que la comunicación entre la SI de Operaciones y la SI de Mantenimiento y Reparación es vital, cada día la interacción entre operaciones y ellos se mantiene constante. Además es el mecánico quien transporta al operador a su postura de trabajo en la camioneta, luego de ambos haber recibido las indicaciones del sector a trabajar.

9.2.4 Supervisor

Cuando se habla de supervisor no solo se habla del Jefe de Turno, sino de toda la línea de supervisión que está involucrada en la perforación, es decir al Jefe General de Turno, Jefe de Operaciones de Desarrollo, SI Operaciones y el Gerente de Operaciones. Para ellos todos los días (Lunes a Viernes), se hacen reuniones de Desarrollo en donde asisten los primeros tres supervisores (además de personal de Geología, Servicios, Mantenimiento etc.), para coordinar y analizar los rendimientos de los equipos y las futuras posturas a trabajar. Además todos los días se les envía informes a todos los involucrados para que realicen análisis diarios del porque la baja o la subida en los rendimientos, para así hacer las gestiones necesarias para que no decaigan los rendimientos.

A continuación se tiene una pirámide organizacional general de los involucrados:

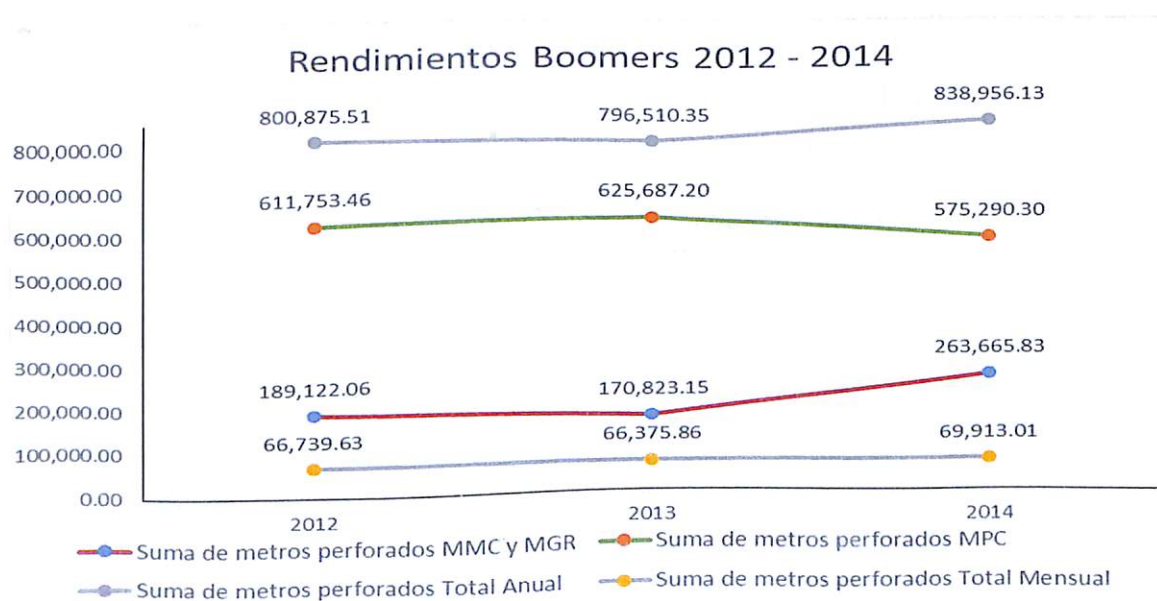
Figura 9.4 Pirámide organizacional



9,3 Rendimientos antes del Tren

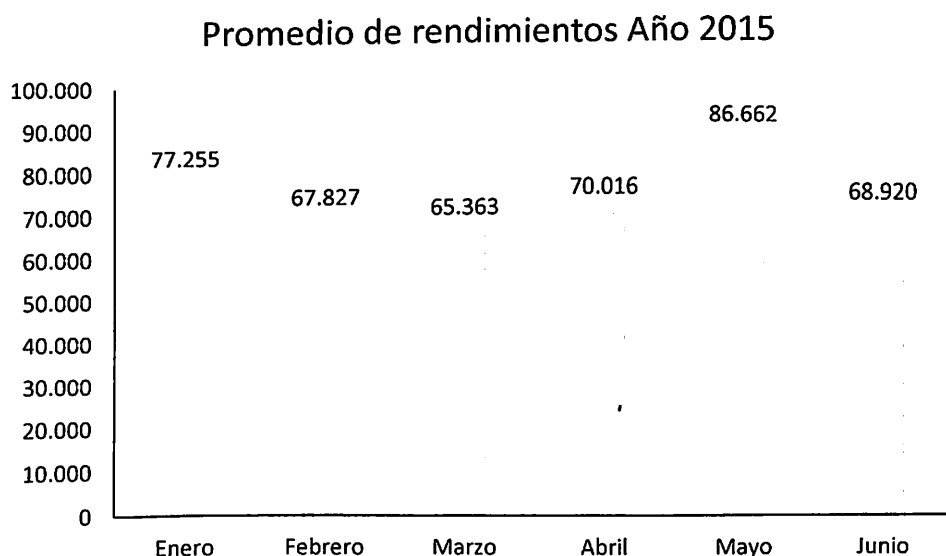
Tal como se mencionó anteriormente los equipos Boomers hasta antes de la implementación del modelo Tren, tenían rendimientos (en cuanto a la cantidad de metros perforados) bastantes bajos, los cuales se pueden apreciar a continuación:

Gráfico 9.1 Rendimientos Boomers 2012 – 2014



Cabe destacar que el promedio mensual de los metros perforados en el periodo 2012 – 2014 fue de 67,676.17 metros.

Gráfico 9.2 Promedio de rendimientos Año 2015



Si se analizan los datos anteriores es posible apreciar que en el periodo 2012 – 2014 los rendimientos mensuales son valores relativamente bajos (considerando que se llegaron a usar hasta 9 equipos Boomers) en comparación con el año 2015, debido que en promedio se ha aumentado en un 7% el metraje hecho por los equipos (considerando que actualmente se utilizan solo 3 equipos), es decir con menos equipos se produce más, esto está influenciado en gran medida debido a las altas pérdidas operacionales (ver Anexo 9.3) obtenidas en el periodo 2012 – 2014 vs el año 2015. Del cual se puede calcular que las pérdidas operacionales mensuales promedio eran de 9,4 Hrs. y ahora son de 5,4 Hrs. (considerando a todos los equipos).

Además es importante tener en cuenta cómo se comportan otros índices operacionales respecto al equipo, dentro de los más importantes están la Disponibilidad del Equipo, la Utilización del mismo y las Metros perforados por las Hrs de Percusión del equipo. Las cuales se presentan a través de la siguiente tabla:

Tabla 9.1 Índices operacionales promedios 2012-2014

Etiquetas de fil 	Disponibilidad.	Utilización. Mt/hr	Percusión
Enero	66.80	37.43	83.36
Febrero	70.89	35.13	77.49
Marzo	68.07	35.45	75.12
Abril	61.10	34.89	74.84
Mayo	63.84	35.20	80.95
Junio	58.48	35.76	81.71
Julio	61.79	33.28	81.89
Agosto	64.55	35.60	80.55
Septiembre	69.73	34.67	80.76
Octubre	59.95	36.06	109.32
Noviembre	64.34	35.73	74.28
Diciembre	65.97	37.96	71.18
Total general	64.60	35.58	81.37

9.4 Implementación Tren

Como se indicó anteriormente el Modelo Tren tuvo sus orígenes a finales del año 2014 (cuando fue concebido), pero no fue sino hasta el año 2015 en donde se utilizó en su forma completa, es ahí en donde hubo drásticos cambios en índices operacionales como la Disponibilidad, Utilización y los Mts/Hrs Perc. Sino que además de otros factores que se detallarán a continuación.

9.4.1 Índices Operacionales

Al momento de analizar la utilización se utilizó como comparación solo con el Año 2014, debido a la accesibilidad de los datos encontrados, además de que es en este periodo en

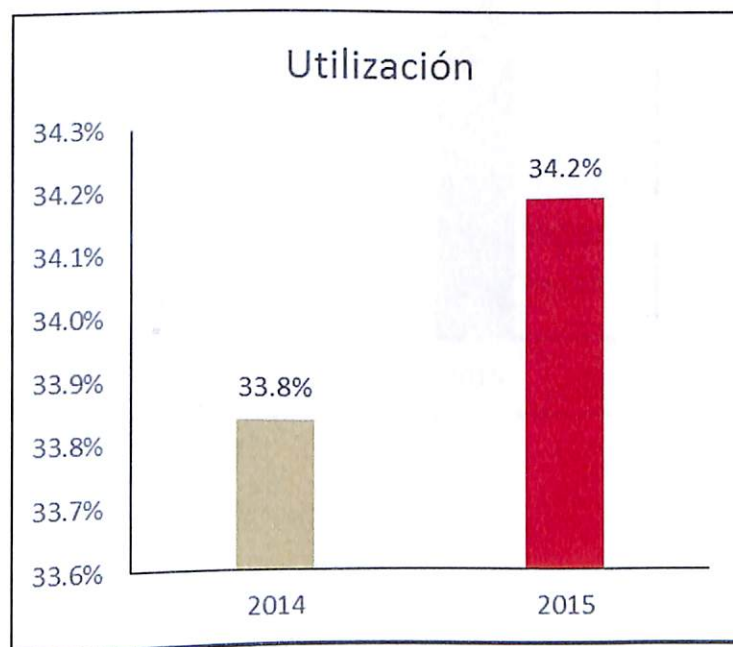
donde ya funcionan con normalidad las tres minas que posee la empresa PUCOBRE (MPC, MMC y MGR).

9.4.1.1 Utilización

Luego de comprender las nociones básicas de este tipo de modelo operacional es posible distinguir (sin mayor cálculo de por medio), que la utilización de los equipos iba a aumentar, esto se debe a que como los equipos dispondrían de un mecánico único este debería tener una mayor disponibilidad y si no existiera algún impedimento fuera de lo común, éste debería ser utilizado cuando sea necesario. La cual vario en un promedio mensual de un 33,8% en el Año 2014 a un 34,2% en el año 2015.

Esto queda ejemplificado con el siguiente gráfico:

Gráfico 9.3 Grafico Utilización 2014-2015

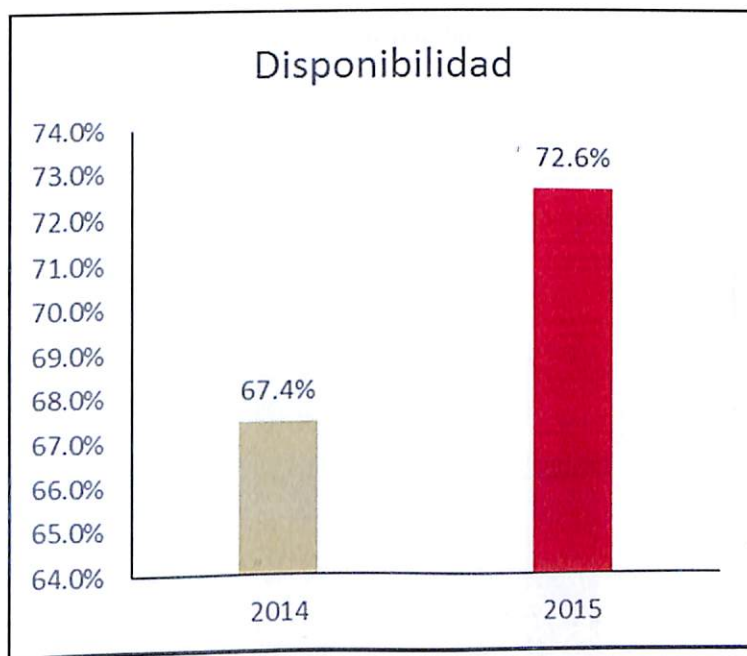


9.4.1.2 Disponibilidad

En el caso de la Disponibilidad de los equipos también aumento, esto se debe a que como los equipos disponen de un mecánico único éste soluciona todos los problemas menores que el equipo presenta en la postura y solo problemas mayores provocan grandes pérdidas. La cual vario en un promedio mensual de un 67,4% en el Año 2014 a un 72,6% en el año 2015.

Esto queda ejemplificado con el siguiente gráfico:

Gráfico 9.4 Grafico Disponibilidad 2014-2015

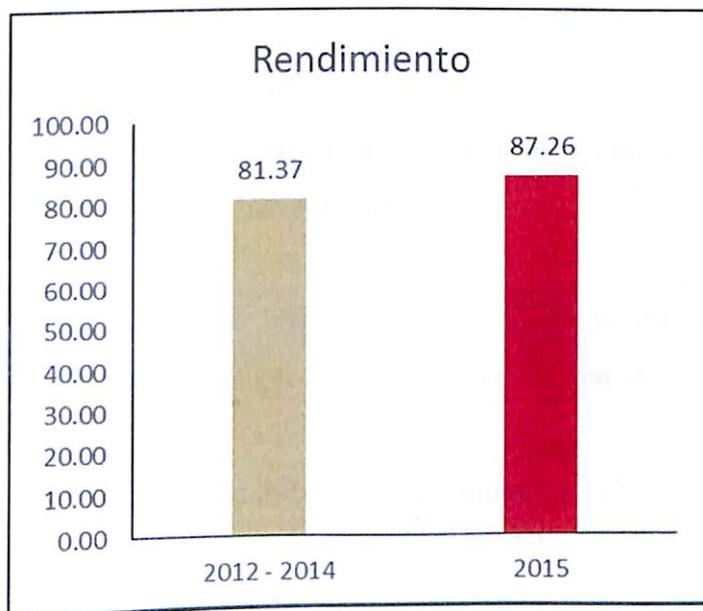


9.4.1.3 Mts/Hrs Percusión

En el caso de los Mts/Hrs Percusión de los equipos se estableció que era mejor utilizar la información desde el periodo 2012-2014 vs el año 2015, ya que de esta forma se ejemplificaría de mejor forma las variaciones entre los rendimientos entre periodos. La cual vario en un promedio mensual de un 81,37 Mts/Hrs de Percusión entre los años 2012-2014 a un 87,26 Mts/Hrs de Percusión en el año 2015. Es decir aumento en un 6,75% los rendimientos de los equipos Boomers.

Esto queda ejemplificado con el siguiente gráfico:

Gráfico 9.5 Grafico Disponibilidad 2014-2015



9.4.2 Detalle Año 2015

Luego de analizar solamente los índices operacionales anteriores no basta, aunque ellos sean de gran ayuda para verificar el comportamiento de los equipos, es necesario hacer un análisis más detallado para así poder apreciar en una manera más minuciosa el cómo están trabajando los equipos a partir de Enero hasta Junio del Año 2015, es por ello que a continuación se presenta una tabla en la cual se puede ver el detalle de los distintos parámetros que son analizados por la empresa PUCOBRE, con tal de poder identificar los problemas en el menor tiempo posible y con ello realizar la gestión pertinente para solucionarlo.

Cabe destacar que debido a que se tenían dos tipos de equipos (los equipos pequeños H282 y los equipos grandes M4C) y dos tipos distintos de frentes (Frente A = 5,4 x 5,5 m y Frente B = 5,0 x 4,5 m), es que se decidió utilizar un tipo de frente equivalente (F.E) en el cual se pudieran comparar los rendimientos y sea fácil medir valores anómalos.

Las F.E es una formula matemática que relaciona la multiplicación del número de tiros por el largo de la barra usada, lo cual es dividido por la multiplicación de 68 tiros de la labor grande por 4.6 metros de largo de la barra grande.

Es con esta fórmula que se puede idealizar homogeneizar rendimientos de equipos y labores diferentes a un solo valor que puede ser medido de forma fácil y sencilla.

Es por ello que a continuación se realizaron los siguientes cálculos en donde se puede apreciar cómo se comportaron los rendimientos a través del periodo Enero – Junio del Año 2015

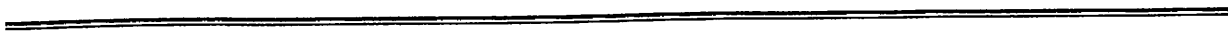


Tabla 3 Detalle de Información Año 2015

Unidades	Datos	Mes		Grupos				Total general
		± Enero	± Febrero	± Marzo	± Abril	± Mayo	± Junio	
Frentes/turno-mes	N° Frentes (Eq A- BL).	2.82	2.34	2.91	2.66	2.84	2.35	2.65
% Avance/mes	Promedio de Avance por Disparo	91.8%	93.2%	91.7%	91.6%	89.4%	90.3%	91.3%
Tiros/mes	Suma Tiros Totales Realizados	13,435.0	10,578.0	10,738.0	11,219.0	12,800.0	10,338.0	69,108.0
Mts/mes	Suma Metros Perforados.	882.93	732.03	911.02	832.75	887.31	733.97	828.92
indice/mes	Mts/Hrs Percusión	83.71	79.50	91.01	90.30	93.32	89.76	87.74
Minutos/tiro	Promedio Minutos Operación por Tiro.	2.10	2.22	2.20	2.20	2.24	2.25	2.20
Minutos/tiro	Promedio Minutos Percusión por Tiro.	1.42	1.48	1.32	1.36	1.36	1.40	1.39
Hrs/turno-mes	Promedio Horas Percusión.	10.26	9.16	9.86	9.02	9.30	7.96	9.25
Hrs/turno-mes	Promedio Horas Operación.	7.37	6.71	7.88	7.22	7.43	6.41	7.15
indice/mes	Hrs Op./Hr Perc	1.68	1.83	1.92	1.80	1.78	1.76	1.79
Inicio y Término de turno	Inicio y término de turno.	0.86	0.90	0.83	0.80	0.82	0.90	0.85
Instrucciones	Instrucciones, revisión área de trabajo.	0.39	0.46	0.36	0.43	0.44	0.51	0.43
Traslados	Cambio Postura Operador-Equipo.	0.45	0.72	0.48	0.57	0.63	0.33	0.53
	Cambio Postura Operador.	0.29	0.31	0.29	0.16	0.19	0.34	0.26
	Instalación y desinstalación.	0.43	0.38	0.30	0.28	0.32	0.44	0.36
	Traslado Operador.	0.69	0.77	0.64	0.74	0.64	0.77	0.71
Otras Perdidas	Acuñadura y Limpieza Postura.	0.00	0.05	0.03	0.00	0.05	0.11	0.04
	Esperando Frente.	0.11	0.03	0.03	0.21	0.15	1.12	0.29
	Espera QAS.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Falta suministros (mangueras,aceros,etc).	0.05	0.11	0.01	0.06	0.08	0.04	0.06
	Pegadura.	0.01	0.04	0.00	0.01	0.00	0.00	0.01
	Tronadura.	0.06	0.02	0.02	0.02	0.02	0.01	0.02
	Colación.	0.11	0.46	0.08	0.05	0.05	0.00	0.12
Hrs/turno-mes	Promedio de Total Pérdidas Operaciones	3.46	4.26	3.09	3.31	3.40	4.55	3.69
Suministro y Materiales	Ventilación.	0.02	0.08	0.06	0.06	0.06	0.11	0.06
	Sin Energía.	0.22	0.11	0.29	0.36	0.12	0.21	0.22
	Sin Agua.	0.43	0.17	0.10	0.32	0.41	0.28	0.29
Hrs/turno-mes	Promedio de Total Pérdidas Servicio	0.67	0.36	0.45	0.74	0.59	0.59	0.57
Mantenición	Espera Reparación.	0.10	0.17	0.11	0.43	0.12	0.15	0.18
	Reparación.	0.47	0.38	0.39	0.30	0.38	0.25	0.36
	Reparación por Accidente.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00	0.00
	Mantenición Programada.	0.08	0.14	0.16	0.05	0.07	0.05	0.09
Hrs/turno-mes	Promedio de Total Pérdidas Mantenición	0.65	0.69	0.66	0.78	0.57	0.45	0.63
	Total Pérdidas	4.77	5.31	4.20	4.83	4.57	5.60	4.90

Comprendiendo que la tabla anterior puede ser complicada de entender es que lo anterior puede ser graficado de las siguientes formas para una apreciación más clara:

Figura 9.5 Avance del Desarrollo Mensual en MPC 2015

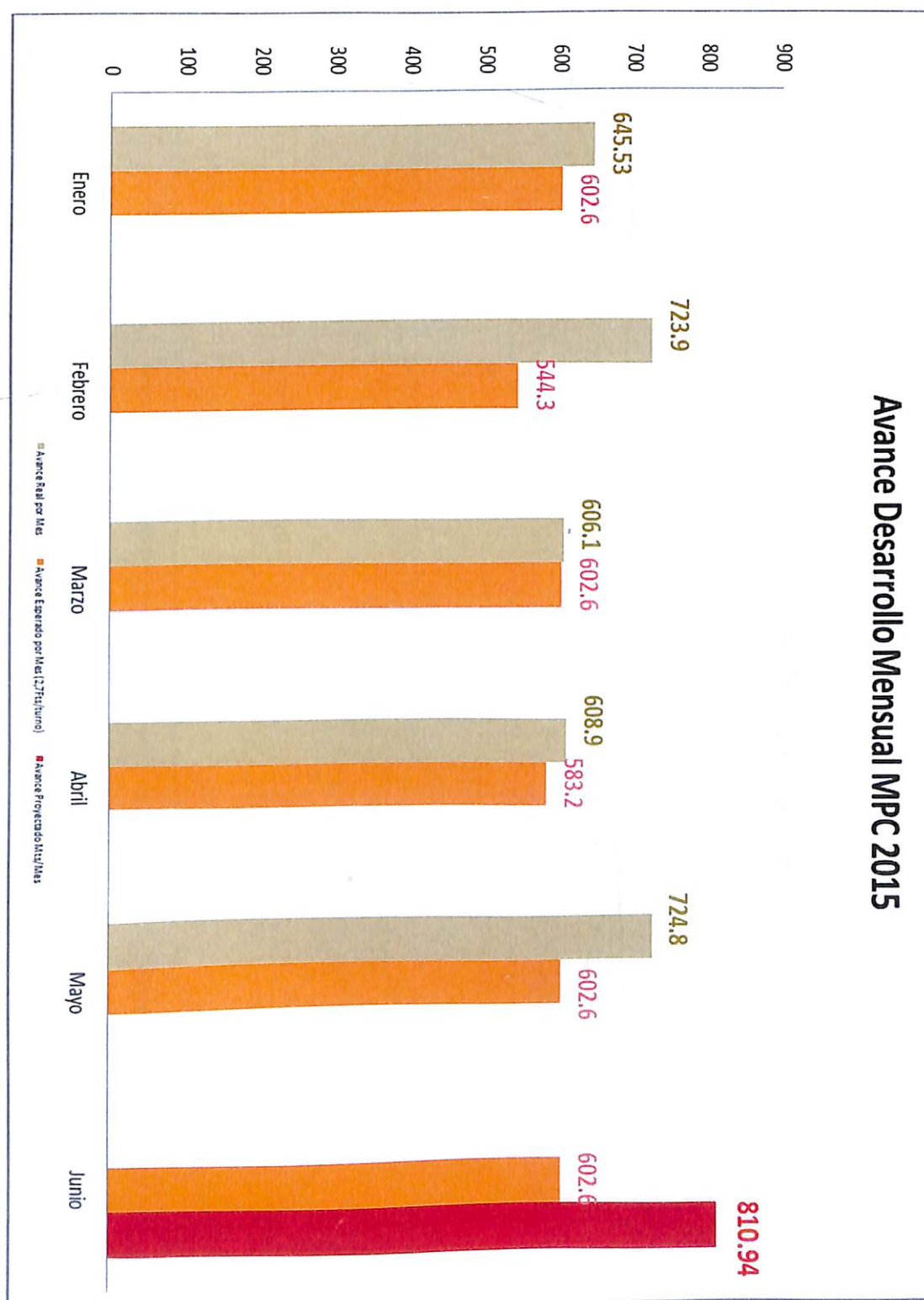
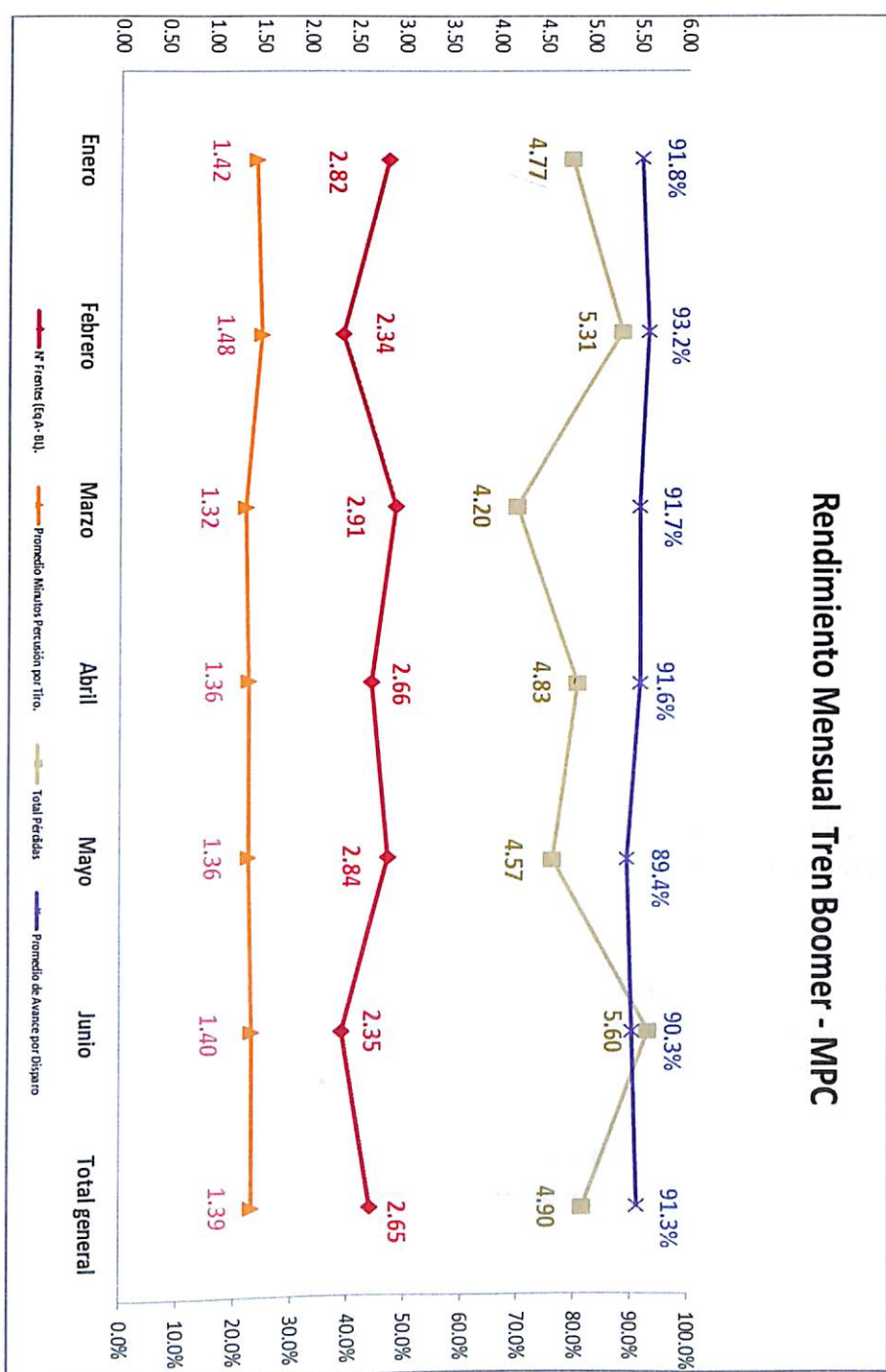


Figura 9.6 Rendimiento Mensual Tren Boomer en MPC 2015



9.5 Costos Operacionales

Al momento de realizar un cambio (especialmente en el cambio de un modelo operacional), se busca no solo mejorar los rendimientos, sino que estos además provoquen una disminución en los costos unitarios asociados a la operación. Bajo esta premisa, es que al momento de instaurar el “Tren” se esperaba que los costos decrecieran, debido a que el modelo en si no es más que una mejor reutilización de los recursos ya obtenidos, en orden de disminuir las pérdidas operacionales.

9.5.1 Definición de costos operacionales para los Boomers

Antes de realizar cálculos, es necesario identificar cuáles son los costos asociados a la perforación en desarrollo que realizan los equipos Boomer en la empresa Pucobre, cabe destacar que hay una gran cantidad de ítems asociados, pero para este caso se utilizaron los siguientes:

- 1- Mano de Obra: este tipo de costo va asociado al valor que le cuesta a la empresa un operador, no solamente con el sueldo directamente, sino que incluye a todos los beneficios que se le entregan, como por ejemplo: salud, bonos, educación para sus hijos, etc.
 - 2- Aceros de Perforación: este tipo de costo va asociado a los aceros que afectan directamente a la perforación como por ejemplo las barras de perforación, culatines, bits, etc.
 - 3- Energía Eléctrica: este tipo de costo va asociado a la energía que consume el equipo, pero no solo cuando este esta efectivamente operando, sino cuando le hacen mantención, reparación, etc.
 - 4- Mantención y Reparaciones: este tipo de costo va asociado a todo lo que involucra la mantención y reparación, desde el sueldo del mantenedor, la camioneta que utilizan, etc.
-

- 5- **Materiales de Operación:** este tipo de costo conlleva a todos los materiales que están involucrados en la operación y que no son repuestos, por ejemplo, trípodes para sostener los cables y mangueras, acuñadores, etc.
- 6- **Petróleo:** este tipo de costo va asociado directamente al consumo de petróleo del equipo.
- 7- **Repuestos:** este tipo de costo va asociado a todos los elementos que son parte del equipo y que tienen que cambiarse una vez que su funcionamiento sea afectado, por ejemplo el brazo de perforación, magazine, cilindros, etc.
- 8- **Neumáticos:** este tipo de costo va asociado a todos los involucrados con los neumáticos de los equipos Boomers, en la compra de nuevos, cabe destacar que la empresa Punta Del Cobre no realiza recauchaje.
- 9- **Otros Gastos:** este tipo de costo va asociado a diferentes ítems que no son prioridades, pero que de todas formas se considera, como por ejemplo: servicios menores varios, servicios de operación, reports, artículos de oficina, etc.
- 10- **Depreciación del equipo:** este tipo de costo va asociado al valor del equipo depreciado en el tiempo, para este caso se deprecia a 5 años.
- 11- **Subtotal de costos:** este tipo de costo es la suma de todos los costos involucrados para el equipo Boomer, sin contar la Subcontratación.
- 12- **Subcontratación:** este tipo de costo va asociado al valor que le cuesta a la compañía subcontratar a otra empresa para que realice una actividad en específico, en este caso se asume como subcontrato a la operación de perforar en desarrollo que la empresa mandante no está capacitada en ese momento para realizar por ella misma.
- 13- **Costos Totales:** este tipo de costo va asociado al valor final que le cuesta a la empresa el que opere un equipo Boomer, cabe destacar que para esta ocasión se le considera el caso de subcontratación como una oportunidad en donde la empresa hubiera decidido en el pasado el cumplir con el metraje que se hace en la actualidad.

Otros dos ítems que son importantes aclarar son las diferencias sin y con Subcontratación ya que ambos son el porcentaje en que los costos finales variaron sin y con el método actual (cabe destacar que ambos en este caso disminuyeron)

A continuación se presentan los costos anuales por concepto de equipos Boomer en el periodo 2012 – 2015:

Tabla 9.4 Costos anuales Boomers – Periodo 2012 – 2015

	Año			
	2012	2013	2014	2015
Aceros de Perforación	\$394.708,27	\$408.969,65	\$423.984,03	\$257.701,74
Artículos de oficina			\$18,75	\$13,65
Energía Eléctrica	\$434.644,14	\$442.961,94	\$449.988,80	\$148.221,85
Mantenciones y Reparaciones	\$521.427,70	\$623.493,71	\$603.377,28	\$259.972,38
Materiales de Operación	\$204.222,84	\$203.950,39	\$149.800,46	\$171.211,62
Materiales de Seguridad	\$341,27	\$361,42	\$272,24	
Neumáticos	\$1.919,31	\$25.114,54	\$12.063,56	\$5.327,98
Otros Gastos en Personal	\$1.554,13			
Otros materiales menores	\$31,67	\$81,03		
Petróleo	\$18.205,92	\$16.863,07	\$18.717,42	\$6.977,30
Repuestos	\$1.070.370,00	\$1.212.171,94	\$893.907,99	\$583.550,69
Servicios de operación	\$11.633,46	\$5.153,89	\$3.906,29	\$3.969,88
Servicios menores varios	\$2.256,77	\$2.523,67	\$2.817,76	\$1.021,11
Total general	\$2.661.315,48	\$2.941.645,25	\$2.558.854,57	\$1.437.968,20

Nota: estos no son los valores reales, fueron modificados por un factor.

Además todos los valores están en US\$/Año.

9.5.2 Cálculos de costos Boomer

En la siguiente tabla se indican los cálculos realizados para obtener los costos:

Tabla 9.5 Cálculo de costos unitarios equipos Boomer

Ítem	Unidad	Método Anterior	Modelo Actual
Cantidad de Equipos	c/u	7	3
Cantidad de Operadores	Hombres/Turno	7	6
Cantidad de Operadores	Hombres/Mes	28	24
Costo Subcontratación	US\$/m	35	0
Precio del Dólar	\$	517	625
Depreciación	Años	5	5
Metraje Anterior	Metros/Mes	67.676	72.674
Diferencia de Metraje entre métodos	Metros/Mes	4.998	0
Valor del Equipo	US\$	380.000	380.000
Mano de Obra (Operador)	\$	1.600.000	1.600.000

Mano de Obra	US\$/mes	86.588	61.433
Aceros de Perforación	US\$/mes	34.102	36.815
Energía Eléctrica	US\$/mes	36.878	33.190
Mantenimiento y Reparaciones	US\$/mes	48.564	37.139
Materiales de Operación	US\$/mes	15.529	16.676
Petróleo	US\$/mes	1.494	997
Repuestos	US\$/mes	88.235	83.364
Neumáticos	US\$/mes	1.086	761
Otros Gastos	US\$/mes	830	715
Depreciación Equipo a 5 Años	US\$/mes	44.333	19.000
Subtotal Costos	US\$/mes	357.639	290.090

Subcontratación por los 4,998 m	US\$	173.919	0
Total Costos	US\$	531.558	290.090

Costo Unitario Sin Subcontratación	US\$/Mp	5,28	3,99
Costo Unitario Con Subcontratación	US\$/Mp	7,31	3,99

Diferencia Sin subcontratación	24%
Diferencia Con Subcontratación	45%

Nota: estos no son los valores reales, fueron modificados por un factor.

I – En promedio se utilizaban 7 equipos en el periodo 2012 – 2014 con un peak de hasta 9. Para el periodo 2015 como se cambió de modelo operacional solamente se utilizan en promedio 3 equipos y los demás quedan en Stand By. En el caso de los operadores con el método anterior un operador utilizaba un equipo, en la actualidad gracias al Tren por cada equipo se utilizan 2 operadores, un operador titular y otro operador ayudante.

II - Cabe tener en cuenta que como se indicó anteriormente, la empresa tiene un sistema de turnos 4x4 el cual está constituido por 4 grupos, es por ello que la cantidad de operadores por turno queda en 28 y 24 respectivamente.

III - En el caso de la Subcontratación se tiene como dato promedio de costo por metro botado (Mb) de US\$ 2,500 dólares, en este caso se utilizó la siguiente metodología para obtener el costo por metro perforado (Mp)

Hay que tener en cuenta que la empresa Pucobre tiene dos tipos de labores la A (Grande) y la B (Pequeña), en el caso de la Labor A se necesitan 68 tiros para su diagrama de disparo, en el caso de la Labor B se necesitan 61 tiros para su diagrama de disparo, es por ello que se utilizó un diagrama promedio de 65 Tiros.

Si tomamos en cuenta que una Labor A se perfora normalmente con la barra Larga (4,6 m) y la Labor B se perfora normalmente con la barra Corta (3,8 m) se tienen que perforar 313 Mp y 232 Mp respectivamente, es por ello que se utilizó un metraje por diagrama promedio de 273 Mp.

También es importante recalcar que la botada efectiva promedio de las Barra Larga y Corta es de 3,67 Mb y 3,9 Mb respectivamente, es por ello que se utilizó un avance efectivo promedio de 3,80 Mb.

Si se tiene en cuenta que a la empresa le cuesta en promedio US\$ 2,500 dólares el metro Botado, es posible hacer la siguiente relación:

$$\begin{array}{ccc}
 3,8 \text{ Mb} & \longrightarrow & 273 \text{ Mp} \\
 1 \text{ Mb} & \longrightarrow & X \\
 X & \longrightarrow & 71,84 \text{ Mp}
 \end{array}$$

Es decir que para poder obtener un Metro de botada es necesario poder perforar 71,84 Mp.

Luego es posible realizar la siguiente relación de costos:

Como:

$$2,500 \frac{\text{US\$}}{\text{Mb}} * 1 \frac{\text{Mb}}{71,48 \text{ Mp}} = 34.7996 \text{ US\$/Mp}$$

Nota: estos no son los valores reales, fueron modificados por un factor.

Es decir que para la empresa le conlleva un valor de 34.8 US\$/Mp $\approx$ 35 US\$/Mp perforar un metro en avance por una empresa contratista.

IV – Para el precio del dólar se utilizó un valor promedio mensual entre los periodos 2012 – 2014 de \$ 517 el dólar y para el periodo 2015 se utilizó un valor promedio de \$625 el dólar. (El detalle está en Anexo 9.5)

V – En el caso del valor del equipo, como se expuso anteriormente, se realizó una depreciación lineal de 5 años, pero como los valores eran mensuales se utilizó la conversión de 60 meses, cabe destacar que este valor era el referente a un equipo, por ende se multiplico el valor por la cantidad de equipos utilizados en los distintos periodos (7 y 3 respectivamente).

9.5.3 Análisis de Costos Boomer

Luego de calcular los costos es posible realizar los siguientes análisis:

I - Realizando un primer análisis es posible apreciar que en el periodo 2012 – 2014 tuvo un costo unitario promedio de 5,28 US\$/Mp y para el año 2015 ha sido de 3,99 US\$/Mp lo cual refleja una baja en los costos de 24%, esto se asocia principalmente a que con el nuevo modelo operacional utilizado, esté ha cumplido su objetivo, el cual era reducir las pérdidas operacionales, y ser más eficientes, lo cual en este caso provocó una disminución en general de todos los costos asociados a la perforación en avance de los equipos Boomers.

II – Cabe mencionar que la disminución mencionada anteriormente es una comparación directa entre los rendimientos entre ambos periodos, pero al momento de suponer que en el periodo 2012 – 2014 la compañía no habría perforado 67,676 Mp, sino los 72,674 Mp que se perforan como promedio en el año 2015, es decir un aumento de 4,998 Mp aproximadamente, la empresa necesariamente tendría que haber subcontratado a una empresa externa que perforara esa cantidad de metros, es decir en el periodo anterior tendría que haber pagado US\$ 173,919.0 por realizar dicho servicio el cual no es necesario actualmente ya que gracias al Tren los rendimientos han aumentado en promedio. Teniendo en cuenta ello es que el costo unitario promedio del periodo anterior hubiera sido de 7,31 US\$/Mp y en el periodo actual se mantendría el costo en 3,99 US\$/Mp es decir una disminución en los costos de un 45%. Es de esta forma que se ejemplifica de mejor manera el real valor que tiene usar este modelo operacional.

III – Otra de las preguntas que es posible imaginar es ¿Por qué si los recursos no han aumentado (de hecho en la actualidad se trabaja con menos recursos), ahora se produce más y los costos asociados a ellos disminuyen?

En una primera hipótesis la respuesta podría ser que antes se tenían recursos “ociosos” es decir, que la empresa no utilizaba de una forma eficiente todos los recursos de los cuales disponía, lo cual queda en evidencia en los resultados obtenidos a partir del año 2015.

IV – Teniendo en cuenta los resultados obtenidos es posible plantearse la siguiente pregunta: ¿Este es el límite del Tren?, ¿Solo es posible aumentar el rendimiento y disminuir los costos en los valores antes mencionados?, Realizando un análisis objetivo del método actual y proyectando a futuro sus rendimientos y costos la respuesta parece ser no, en realidad solo está empezando, es posible mejorar aún más, realizar más gestión, comprometer más a los trabajadores con este modelo y que los rendimientos sigan aumentando.

V – Es importante que para efectos de este estudio se realizó un análisis solo de los costos asociados a la perforación en desarrollo, es decir que los demás costos asociados al avance como lo son los costos asociados por marinas, costos asociados a la preparación de frentes, etc. no están incluidos. Esto siguiendo la lógica de que como en perforación se está trabajando de forma más eficientes, es posible dar como hipótesis que en esas otras áreas también están siendo más eficientes (solo especulando), debido a que si se perfora más, los demás áreas tienen más posibilidad de cargar y tronar y de transportar, así que sus rendimientos también deberían aumentar y por ende sus costos asociados disminuir, claro esta que esta es solo una especulación debido a que solo se comprobaría si se realizará un análisis detallado para ellos, tal como se hizo para el caso de la perforación de los equipos Boomers.

CAPÍTULO X.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1 Conclusiones

Luego del análisis realizado, es posible llegar a las siguientes conclusiones:

- I. El Tren no tiene otro objetivo más que el disminuir las pérdidas operacionales al redistribuir de una manera más eficiente los mismos recursos que se tenían en el pasado, y que al hacerlo esto generan mejores resultados.
 - II. Al empoderar al mecánico y que esté sea participe de todo el proceso de perforación ayuda no solo a controlar las principales pérdidas operacionales, sino que además a en una análisis a largo plazo los rendimientos de los equipos aumentan.
 - III. Como todos los modelos operacionales, el Tren no debe ser siempre rígido, sino que tiene que tener la capacidad de adaptarse a las distintas figuras que se plantean cada día, respondiendo a la dinámica del rubro de la minería.
 - IV. En este tipo de modelo es imprescindible que exista una comunicación fluida entre los distintos factores (o vagones), que están inmersos en él, debido a que se pueden producir problemas especialmente cuando se cambian de posturas.
 - V. El Tren no solo aumenta los rendimientos sino que además hace un mejor uso de los recursos disponibles y que estos sean más eficientes, provocando que los costos asociados a ellos disminuyan, lo cual genera que el beneficio aumente para la empresa.
-

- VI. Teniendo en cuenta que el “Tren” solo está en una etapa inicial, éste puede seguir mejorando, pero debe existir un compromiso inquebrantable entre sus participantes y no solo de ellos, sino de toda la compañía, todos deben estar alineados en la misma senda, la cual es ser lo más productivo y eficiente posible, para que de esta forma la empresa siga mejorando siempre, no basta con realizarlo solo por un breve tiempo sino que debe ir de la mano con el largo plazo.
- VII. Es de gran injerencia que las personas que envían los informes de los trenes a los distintos estamentos de la empresa, tengan acceso a toda la información que ocurre con los equipos ya que de esta forma se puede hacer las gestiones para corregir los problemas que presenten los equipos.

10.2 Recomendaciones y oportunidades de mejora

10.2.1 Calidad de información

Si bien la dinámica del Tren genera una gran cantidad de información, ella debe estar constante revisión, debido a que por ejemplo el poco tiempo que ha funcionado provoca que cada cierto tiempo aparecen distintas nuevas variables que pueden no haber sido consideradas en un primer momento, pero que puedan ayudar a obtener un mejor seguimiento y una futura mejor gestión en favor del equipo y sus rendimientos. Esto también incluye a variables que se consideraron inicialmente, pero en realidad su injerencia en el proceso de perforación es tan mínima que no requiere un mayor seguimiento de la misma, para ello se usa el proceso de mejora continua en donde constantemente se debe estar interaccionando con los involucrados para poder definir que mejorar.

10.2.2 Procesamiento de la información

Comprendiendo la idea principal del modelo Tren es hacer gestión ante problemas que presente, el personal que está a cargo del análisis del mismo, no deberían estar involucrados en la etapa de procesamiento de datos, ya que ello les provoca en una disminución del tiempo en que ellos pueden utilizarlo para realizar análisis más profundos de los factores que inciden en los rendimientos de los equipos y los operadores, es por ello que se recomienda utilizar reports electrónicos y escáneres que transformen los datos del papel a datos electrónicos y así el personal que está a cargo del análisis de los trenes pueda transformar el dato en información y que con ella se realice una buena gestión.

10.2.3 Implementación del modelo a otros equipos

Luego de comprobar que los rendimientos en general aumentaron en los equipos Boomers, se recomienda utilizar el modelo a otros tipos de equipos, aunque ya está en proceso este modelo en los equipos de fortificación Boltecs, equipos de perforación en producción Simbas, equipos de carguío y transporte como los cargadores frontales y camiones, etc. Sería recomendable utilizarlo para todos los demás, cabe destacar que la empresa Pucobre está en proceso de implementación en distintos tipos de equipos, pero se debe tener especial atención a las distintas dinámicas que presentan otros equipos, además de la cantidad de recursos que ellos tengan, debido a que pueden alterar los rendimientos en el futuro.

Anexos

Anexo Report Operador y Report Equipo

[illegible]



PUCORE

SUPERINTENDENCIA DE MINA

CONTROL BOOMER

Boomer N°: _____

Fecha: _____

Turno: _____

Operador: _____

Jefe Turno: _____

	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	
1.- CONTROL DE TIEMPO													
1.- INICIO Y TERMINO TURNO													
2.- TRASLADO OPERADOR													
3.- INSTRUCCIONES, REVISIÓN ÁREA Y EQUIPO													
4.- PERFORANDO BRAZO N°1													
5.- PERFORANDO BRAZO N°2													
6.- COLACIÓN													
7.- MANTENCIÓN PROGRAMADA													
8.- ESPERA REPARACIÓN BRAZO IZQUIERDO													
9.- ESPERA REPARACIÓN BRAZO DERECHO													
10.- ESPERA REPARACIÓN EQUIPO													
11.- REPARACIÓN													
12.- REPARACIÓN POR ACCIDENTE													
13.- SIN AGUA EN LA RED													
14.- BAJA PRESIÓN DE AGUA EN LA RED													
15.- SIN ENERGÍA - Falta servicio Trabajo Prog. - Corte Gral.													
16.- ESPERA GAS													
17.- CAMBIO PUNTO DE OPERACIÓN													
18.- ESPERA TRONADURA													
19.- ESPERA VENTILACIÓN													
20.- ESPERA FRENTE DE TRABAJO													
21.- ESPERA ACUADURA													
22.- FALTA DE ACEROS B IZQ. - B DER.													
23.- REPASO DE TIROS													
24.- SIN OPERADOR													
25.- STAND BY													
													TOTAL HRS.

2.- CONTROL HOROMETRO

	INICIAL	FINAL	TOTAL
BRAZO IZQUIERDO			
BRAZO DERECHO			
P-77			

CONDICIÓN DE BARRAS Y BITS

✓ Bueno
X Regular

BARRA IZQ.	BARRA DER.	CULATIN	ESCARADOR
B I B D	B I B D	B I B D	B I B D
INICIO			
TERMINO			

Anexo 9.5.2: Tabla de valores promedio del dólar – Periodo 2012 – 2015

2012	2013	2014	Promedio 2012 - 2014	2015
486,49	495,31	570,37	517,39	625,07

Anexo 9.6: Tabla de rendimientos del Tren Boomer por faena para el año 2015

MMC + MGR		MPC		Pucobre	
Año	2015	Año	2015	Año	2015
Metros Perforados.		Metros Perforados.		Metros Perforados.	
Mes	Total	Mes	Total	Mes	Total
Enero	22.512,90	Enero	54.741,90	Enero	77.255
Febrero	26.832,90	Febrero	40.993,90	Febrero	67.827
Marzo	21.634,60	Marzo	43.728,80	Marzo	65.363
Abril	23.381,60	Abril	46.633,90	Abril	70.016
Mayo	31.649,20	Mayo	55.013,10	Mayo	86.662
Junio	24.957,80	Junio	43.962,40	Junio	68.920
Total general	150.969,00	Total general	285.074,00	Total general	436.043,00
				PUCOBRE (Anual)	436.043,00
				Pucobre (Mensual)	72.673,83

Bibliografía

📖 "Optimización del proceso de avance en Mina Punta Del Cobre" Mario Velásquez, Tesis UDA 2012

📖 "Manual de perforación y voladura de rocas", Carlos López Jimeno, Instituto tecnológico Geo-Minero de España.

📖 "Procedimiento de trabajo de perforación y tronadura secundaria", Pucobre S.A.

📖 "Manual de equipos de Perforación H282 y M2C", Atlas Copco.

📖 "Reglamento de Seguridad Minera", Sernageomin.
