

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



“METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DEL MÉTODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING”

**INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

INGENIERO DE MINAS

**ELABORADO POR:
EDGAR YSMAEL FLORES PACHECO**

**ASESOR
ING. ADOLFO CHAVEZ VALDIVIA**

**Lima – Perú
2014**

DEDICATORIA

El presente trabajo está dedicado a Dios, quien me dio fuerzas para afrontar las adversidades y no desfallecer en el intento.

A mis padres, que estuvieron siempre a mi lado brindándome su apoyo y sus consejos para forjarme como mejor persona.

A mis hermanos y mis sobrinos, quienes me apoyaron de manera moral y psicológica para llegar hasta esta parte de mis estudios.

A mi esposa, por sus palabras de confianza, por su paciencia y comprensión, por su amor y por brindarme el tiempo suficiente para mi desarrollo profesional.

Al padre de mi esposa, quien ya no nos acompaña físicamente en esta vida, pero sé que nos cuida y nos guía para que todo nos vaya bien.

"La dicha de la vida consiste en tener siempre algo que hacer, alguien a quien amar y alguna cosa que esperar".

Thomas Chalmers

"El conocimiento teórico es un tesoro, cuya llave es la práctica".

Thomas Fuller

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a mi alma mater, porque ahí se realizaron los cimientos de mi conocimiento teórico y práctico para desarrollarme profesionalmente. En este agradecimiento quiero incluir a todos los profesionales que laboran en la Universidad Nacional de Ingeniería, en especial a los de la facultad de ingeniería geológica, minera y metalúrgica y con cariño especial a los de la especialidad de Ingeniería de Minas.

Agradecer en forma especial a los Ingenieros que influyeron de manera especial en mi desarrollo profesional, estos ingenieros me brindaron sus conocimientos, me guiaron y corrigieron en muchas ocasiones. Los ingenieros Fidel Yalle, Pedro Nizama, Luis Maldonado, Miguel Torres, Miguel Farfan, Alfredo Plenge; son a los que me refiero y ellos han marcado muchos hitos en mi desarrollo profesional y personal.

Para finalizar agradecer a las empresas en la que he laborado y laboro actualmente, pues la experiencia ganada en ellas ha permitido mi desarrollo personal y profesional. Estas empresas son: Compañía de Minas Buenaventura S.A. – Unidad Uchucchacua, Cía. Minera San Ignacio de Morococha S.A. – SIMSA, Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu, Minera Aurífera Retamas S.A. – MARSA, Castrovirreyna Compañía Minera S.A. – CCMSA y Corporacion Minera Castrovirreyna S.A. – CMCSA.

RESUMEN

En el Perú hay minas en que es imperativo un incremento de la productividad, a bajo costo y sin afectar la seguridad y el medio ambiente.

La implementación del método de minado sub level stoping, es una alternativa atractiva y asequible que puede cumplir los objetivos de aumentar la productividad a bajo costo con buenas condiciones de seguridad y medio ambiente.

Para la implementación del método de minado sub level stoping se debe realizar el diseño de este, la evaluación económica y la planificación de la explotación.

El presente trabajo muestra una metodología para el diseño del método de minado mencionado, abarcando el diseño geomecánico, el diseño operativo y hasta la evaluación económica.

Este trabajo es un primer paso en la implementación de una metodología de diseño del método de minado sub level stoping, esta metodología es aplicable para la explotación de estructuras mineralizadas de vetas estrechas y de cuerpos.

Esta metodología ya ha sido aplicada en operaciones que a la fecha están en operación y que los resultados han sido y hasta la fecha son favorables.

Esta metodología proporcionara una ayuda a los ingenieros que se desarrollan en planeamiento e ingeniería de mina y geomecánica de minas subterráneas.

ABSTRACT

In Peru's mines is imperative that an increase in productivity, low cost and without affecting safety and the environment.

The implementation of the method of sub level stoping mining is an attractive and affordable alternative that can meet the objectives of increasing productivity at low cost with good safety and environment.

To implement the mining method sub level stoping is due on this design, economic evaluation and use planning.

This paper presents a methodology for the design of the mining method mentioned, covering the geomechanical design, operational design and even the economic evaluation.

This work is a first step in implementing a design methodology of mining method sub level stoping; this methodology is applicable to the exploitation of narrow veins mineralized structures and bodies.

This methodology has been applied in operations to date are in operation and the results have been and to date are favorable.

This methodology will provide assistance to engineers that develop in mine planning and engineering and geomecánicas underground mines.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
INTRODUCCIÓN	19
CAPITULO I ANTECEDENTES Y CARACTERISTICAS GENERALES	
1.1 Historia	22
1.2 Ubicación y acceso	23
1.3 Clima y meteorología	23
1.4 Geología regional	25
1.5 Estratigrafía	25
1.5.1 Cretáceo	25
1.5.2 Terciario	26
1.5.3 Cuaternario	28
1.6 Geología estructural	29
1.6.1 Plegamiento y fracturamiento	29
1.6.2 Lineamiento estructurales 120° - 300°	30
1.7 Mineralogía y tipo de alteraciones	30
1.8 Vetas más importantes	32
1.8.1 Veta C	32
1.8.2 Veta H	33
1.8.3 Veta L	33
1.8.4 Veta Rayo	34

1.8.5 Veta M	34
1.9 Mineralogía y paragénesis	35
1.10 Zonamiento de la mineralización	35
1.11 Alteración Hidrotermal	37
1.12 Controles de la mineralización	38
1.13 Descripción de la unidad de producción	39
CAPITULO II METODOLOGIA PARA EL DISEÑO DEL METODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING	
2.1 Diseño geomecánico del método de minado sub level stoping	42
2.1.1 Aspectos Generales	42
2.1.2 Dimensionamiento de las áreas de explotación	43
2.1.2.1 Dimensionamiento de las unidades de explotación	44
2.1.2.1.1 Dimensionamiento de las unidades de explotación en sub level stoping (MGE Mathew)	44
2.1.2.2 Dimensionamiento de los pilares de rumbo y de buzamiento	52
2.1.2.2.1 Dimensionamiento de los pilares de rumbo	53
2.1.2.2.2 Dimensionamiento de los pilares de buzamiento	57
2.1.2.3 Dimensionamiento de las geometrías del método de minado	61
2.1.2.3.1 Dimensionamiento de la distancia mínima del by pass y la zona de explotación	61
2.1.2.3.2 Dimensionamiento de la distancia mínima efectiva del nivel superior y el nivel inferior	62
2.1.2.3.3 Dimensionamiento de la distancia mínima efectiva entre los draw points de explotación	62
2.1.3 Modelamiento y análisis de esfuerzos y deformaciones	62
2.2 Diseño operacional del método de minado sub level stoping	62
2.2.1 Aspectos generales	62
2.2.2 Estimación de la dilución y el ancho de minado	63
2.2.3 Estimación del ritmo de producción del tajo	64

2.2.4 Diseño de la geometría y sistemas del método de minado sub level stoping	65
2.2.4.1 Diseño del nivel de extracción del método de minado sub level stoping	67
2.2.4.1.1 Dimensionamiento de las labores de preparación y desarrollo del nivel de extracción	68
2.2.4.1.2 Estimación de la longitud del tajo	74
2.2.4.1.3 Estimación de la distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción	77
2.2.4.1.4 Estimación de la distancia entre los puntos de extracción	79
2.2.4.1.5 Estimación de la longitud de los cruceros de extracción	80
2.2.4.1.6 Determinación de la orientación de los cruceros de extracción	83
2.2.4.1.7 Calculo del grado de sustentación del nivel de extracción	84
2.2.4.1.8 Estimación de la producción en cada punto de extracción	85
2.2.4.1.9 Armonía en el diseño	85
2.2.4.1.10 Capacidad de extracción (selección de equipos y estimación de flota)	86
2.2.4.1.11 Capacidad de reducción secundaria	90
2.2.4.1.12 Minimizar desarrollos	90
2.2.4.1.13 Seguridad	91
2.2.4.2 Diseño de los niveles de perforación del método de minado sub level stoping	91
2.2.4.2.1 Dimensionamiento de las labores de preparación y desarrollo de los subniveles de perforación	92
2.2.4.2.2 Estimación de la longitud de los subniveles de perforación	94
2.2.4.2.3 Estimación de la distancia entre los subniveles de perforación	94
2.2.4.2.4 Estimación de la altura de tajo	98
2.2.4.2.5 Diseño de la perforación de producción	100
2.2.4.2.6 Diseño de la voladura de producción	106

2.2.4.2.7 Capacidad de perforación (selección de los equipos y estimación de flota)	110
2.2.4.2.8 Armonía en el diseño	117
2.2.4.2.9 Minimizar desarrollos	118
2.2.4.2.10 Seguridad	118
2.2.4.3 Diseño del sistema de transporte	119
2.2.4.4 Diseño del sistema de sostenimiento	123
2.2.4.5 Diseño del sistema de relleno o mejora de la estabilidad después de la explotación	123
2.2.4.6 Diseño del sistema de servicios (agua industrial, aire comprimido y energía eléctrica)	123
2.2.4.7 Diseño del sistema de ventilación	124
2.2.5 Estimación del ciclo de producción	125
2.3 Estimación de costos y evaluación económica del método de minado	126
2.3.1 Aspectos generales	126
2.3.2 Estimación de las reservas minables y el valor del mineral	127
2.3.3 Estimación de los costos de minado	129
2.3.4 Estimación de los costos de producción	129
2.3.5 Estimación de los costos de operación	129
2.3.6 Estimación del margen de utilidad	130
2.3.7 Evaluación económica	131
2.3.7.1 Evaluación económica según el criterio del valor presente neto (VAN)	131
2.3.7.2 Evaluación económica según el criterio de la tasa interna de retorno (TIR)	132
CAPITULO III APLICACIÓN DE LA METODOLOGIA EN EMPRESA MINERA LOS QUENUALES–UNIDAD MINERA YAULIYACU–SECCION V	
3.1 Aspectos preliminares para la explotación del tajeo 625 Veta M – Nv 3300 Sección V	134

3.2 Diseño geomecánico del tajo 625 Veta M del Nv 3300 – Sección V	135
3.2.1 Estudio preliminar del dimensionamiento geomecánico	135
3.2.2 Dimensionamiento geomecánico del tajeo 625 Veta M – Nv 3300	136
3.2.3 Estructura de la masa rocosa	137
3.3 Diseño operacional del tajo 625 Veta M del Nv 3300 – Sección V	148
3.3.1 Determinación del Burden y el espaciamiento máximo	148
3.3.2 Calculo de la Longitud máxima de los taladros	148
3.3.3 Calculo del burden y espaciamiento practico	148
3.3.4 Calculo de la dilución del método de minado	148
3.3.5 Determinación de los escudos en la caja techo y piso	149
3.3.6 Estimación del ritmo de producción del tajeo	149
3.3.7 Estimación de los equipos de acarreo	149
3.3.8 Estimación de los equipos de perforación	150
3.3.9 Determinación de las secciones de las labores	151
3.3.10 Calculo de la longitud y orientación de los cruceros de extracción	151
3.3.11 Calculo de las distancias entre los cruceros de extracción	152
3.3.12 Determinación de la longitud del tajeo	154
3.3.13 Estimación de la producción por crucero de extracción	154
3.3.14 Grado de sustentación	155
3.3.15 Estimación de la distancia entre subniveles	155
3.3.16 Estimación de la altura del tajeo	156
3.3.17 Perforación de producción	157
3.3.18 Voladura de producción	158
3.3.19 Sistema de ventilación	159
3.3.20 Sistema de transporte	1
	59

3.3.21 Sistema de abastecimiento de servicios	160
3.3.22 Reducción secundaria	160
3.3.23 Relleno después de la explotación	160
3.4 Estimación de costo y evaluación económica del tajo 625 Veta M Nv 3300 – Sección V	161
3.4.1 Estimación de costo del método de minado sub level stoping en cuerpos	161
3.4.2 Evaluación económica	166
3.5 Resumen del diseño tajo 625 Veta M Nv 3300 Sección V	166
3.5.1 Resultados de diseño	166
3.5.2 Resultados de operación	167
CAPITULO IV CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	
4.1 Conclusiones	173
4.2 Recomendaciones	174
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	176
ANEXOS	180

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.1	Principales características climatológicas.	24
Tabla 1.2	Porcentaje de aporte de producción por método de minado.	40
Tabla 2.1	Comparative significance of Crown pillars failure, Carter and Millar.	56
Tabla 2.2	Constantes de O' Hara para diferentes métodos de minado.	63
Tabla 2.3	Productividad de los métodos de minado.	65
Tabla 2.4	Dimensiones de los equipos LHD de diferentes capacidades.	68
Tabla 2.5	Cuadro estándar para el análisis del ratio desmonte mineral generado por la labor.	70
Tabla 2.6	Diferencia entre equipos diesel y eléctricos.	87
Tabla 2.7	Dimensiones de los equipos de perforación.	93
Tabla 2.8	Tiempos promedios de colocar y sacar barras de perforación.	115
Tabla 2.9	Tiempos promedios de operación de perforación.	116
Tabla 2.10	Costos de minado, producción y operación.	130
Tabla 2.11	Análisis económico de tajos.	131
Tabla 3.1	Datos para el modelo geomecánico	140
Tabla 3.2	Resumen de la estimación del ritmo de producción	149
Tabla 3.3	Resumen de cálculos para determinar las secciones de las labores	151
Tabla 3.4	Resumen de cálculo para la distancia entre cruceros	153
Tabla 3.5	Resumen de cálculos del grado de sustentación	155
Tabla 3.6	Resumen de cálculos para la distancia entre subniveles	156
Tabla 3.7	Resumen de cálculos de estimación de altura del tajeo	156
Tabla 3.8	Resumen de aceros de perforación seleccionados y la vida estándar	157
Tabla 3.9	Resumen de especificaciones técnicas del Simba H157	158
Tabla 3.10	Costo del método de minado sub level stoping	161

Tabla 3.10	Costo del método de minado sub level stoping (continuación)	162
Tabla 3.10	Costo del método de minado sub level stoping (continuación)	163
Tabla 3.10	Costo del método de minado sub level stoping (continuación)	164
Tabla 3.10	Costo del método de minado sub level stoping (continuación)	165
Tabla 3.11	Análisis económico del Tajeo 625 Nv 3300	166

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.1	Mapa de ubicación unidad minera Yauliyacu.	24
Figura 1.2	Columna estratigráfica de la región Casapalca.	25
Figura 1.3	Sección longitudinal de la geología estructural de la región Casapalca.	30
Figura 1.4	Zonamiento de mineralización de la mina Yauliyacu.	37
Figura 2.1	Factor de esfuerzo de roca A, para diferentes valores de σ_c/σ_1	48
Figura 2.2	Factor de ajuste por orientación de discontinuidades B, para diferentes valores de α	49
Figura 2.3	Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C, para caídas por gravedad o lajamiento.	50
Figura 2.4	Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C, para caídas por deslizamiento	50
Figura 2.5	Grafico de estabilidad que muestra las zonas de terreno estable, terreno con requerimiento de sostenimiento y terreno hundible.	51
Figura 2.6	Factor de forma geométrica o radio hidráulico.	52
Figura 2.7	Determinación de las dimensiones de Crown pillar por Carter.	54
Figura 2.8	Base de datos plotado entre scaled Crown span versus la calidad de la masa rocosa usando los métodos de clasificación Q o RMR.	55
Figura 2.9	Probabilidad de falla de Crown pillars plotado con respecto al ratio Fc.	57
Figura 2.10	Esfuerzos sobre un pilar inclinado, P. Sheorey.	59
Figura 2.11	Resistencia del pilar en función de la resistencia compresiva uniaxial versus la relación ancho/alto del pilar, Lunder y Pakalnis (1997).	61
Figura 2.12	Esquemización de la dilución planeada y no planeada.	64
Figura 2.13	Diferentes geometrías y sistemas del método de minado sub level stoping.	67
Figura 2.14	Diferentes secciones transversales de la galería, se aprecia la variación de la relación desmonte/mineral por la variación de las secciones.	69
Figura 2.15	Curvas de productividad de los equipos LHD de extracción.	74
Figura 2.16	Representación de la distancia de recorrido del equipo LHD	75

de extracción.

Figura 2.17	Estimación de la longitud de Tajo.	76
Figura 2.18	Distancias efectivas del pilar entre los puntos de extracción para cruceros de extracción inclinados y perpendiculares al By pass de extracción.	78
Figura 2.19	Influencia de la cobertura del telemando del equipo de extracción en la estimación de la distancia de los puntos de extracción.	79
Figura 2.20	Estimación de la longitud del crucero de extracción.	83
Figura 2.21	Angulo de los cruceros respecto del By pass de extracción.	84
Figura 2.22	Distribución de horas de los equipos.	89
Figura 2.23	Estimación de las alturas entre subniveles de perforación.	97
Figura 2.24	Estimación de la altura de Tajo.	99
Figura 2.25	Diseño de la perforación de producción.	105
Figura 2.26	Distribución de carga del taladro.	108
Figura 2.27	Diseño de la voladura de producción.	110
Figura 2.28	Relación entre diámetro óptimo de broca y las características de la barra.	113
Figura 2.29	Relación de índice de perforabilidad y velocidad de penetración para diferentes diámetros.	113
Figura 2.30	Distribución de horas de los equipos.	116
Figura 2.31	Relación entre velocidad de penetración y perforación.	117
Figura 3.1	Análisis estereográfico de fallas conjugadas para la determinación de la orientación de esfuerzos in situ	139
Figura 3.2	Representación de los tensores 2D	140
Figura 3.3:	Malla utilizada para el modelo geomecánico / cerrado	141
Figura 3.4	Malla utilizada para el modelo geomecánico / abierto	141
Figura 3.5	Con explotación desde las Ventanas (Nv 3300) al Subnivel superior – 50%.	142
Figura 3.6	Con explotación desde las Ventanas (Nv 33) al Subnivel superior – 75%.	142

Figura 3.7	Con explotación desde las Ventanas (Nv 33) al Subnivel superior – 100%.	143
Figura 3.8	Diagrama en rosas vs orientación del eje principal del cuerpo mineralizado.	144
Figura 3.9	Estabilidad de acuerdo al método gráfico de estabilidad.	145
Figura 3.10	Modelamiento geomecánico por PHASE 2.	147
Figura 3.11	Diseño de sub level stoping en cuerpos (diseño de la geometría, geomecánico, secuencia de minado, etc.) Tajeo 625 Veta M - Sección V.	170
Figura 3.12	Diseño sub level stoping en cuerpos (diseño perforación y voladura) Tajeo 625 Veta M Sección V.	171
Figura 3.13	Plano de operación sub level stoping Tajeo 625 Veta M Sección V.	172

INDICE DE ANEXOS

ANEXO 1	Diseño de mina subterránea.	177
ANEXO 2	Selección del método de minado.	184
ANEXO 3	Método de minado sub level stoping (Vetas y cuerpos).	207

INTRODUCCIÓN

Se plantea realizar una metodología para el diseño del método de minado sub level stoping en vetas y cuerpos, esta metodología deberá considerar todas las restricciones y/o condiciones que afectan al diseño y la operación del método de minado.

1.1 Identificación del problema

Se ha identificado la falta de bibliografía en este tema, así como la falta de aplicación de algunas de estas teorías en la práctica.

En los métodos de minados masivos y/o mecanizados se hace muy relevante el diseño para buenos resultados operativos.

1.2 Formulación de Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Mediante el presente trabajo se expone la metodología utilizada para el diseño del método de minado sub level stoping en el tajeo 625 de la Veta M, en el nivel 3300 de la unidad minera Yauliyacu, se ilustraran las pautas necesarias para realizar el diseño del método de minado sub level stoping, desde el punto de vista técnico y económico.

1.2.2 Objetivos específicos

Los objetivos específicos son:

- Realizar el diseño geomecánico del método de minado sub level stoping.
- Realizar el diseño operacional del método de minado sub level stoping.
- Realizar el costeo y la evaluación económica del método de minado sub level stoping.

1.3 Justificación del estudio

Según la experiencia observada en diferentes minas, se ve la necesidad de mostrar a detalle los conceptos y el procedimiento a seguir para la aplicación correcta del método de minado sub level stoping, esta puede ser una alternativa en el diseño del método de minado sub level stoping.

1.3.1 Importancia del estudio

El establecimiento de una metodología sistematizada que se fundamenta en la aplicación de la geomecánica, las restricciones y condiciones operacionales y los criterios económicos, orientados a realizar el diseño del método de minado.

1.3.2 Carácter original del estudio

Un enfoque orientado a conceptualizar el comportamiento geomecánico, operacional y económico para el diseño del método de minado sub level stoping.

1.4 Justificación del estudio

¿Cómo realizar un diseño para el método de minado Sub level stoping?

1.5 Formulación de la hipótesis

Considerando la información geomecánica, restricciones y/o condiciones operacionales y los criterios económicos, se puede obtener un diseño adecuado para el método de minado sub level stoping.

1.6 Metodología del estudio

La metodología aplicada en el presente estudio es descriptiva, explorativa y explicativa.

El trabajo consistió en realizar los diseños con las teorías y criterios expuestos, para realizar correcciones y/o corroborar su aplicación.

Para el desarrollo de la metodología se realizara trabajo de campo y de gabinete, y trabajo correlacional entre gabinete y campo.

La aplicación de la metodología expuesta se muestra en resumen, en el capítulo IV.

1.7 Alcances

El presente trabajo está orientado hacia el personal involucrado con el diseño y planeamiento de mina subterránea, como el área de Ingeniería y planeamiento, geomecánica u otra relacionada con el fin mencionado.

Esta metodología toma en cuenta todas las restricciones y/o condiciones que afectan al diseño del método de minado sub level stoping, se listaran y se describirá el desarrollo para cada una de estas restricciones y/o condiciones.

CAPITULO I

ANTECEDENTES Y CARACTERISTICAS GENERALES

1.1 Historia

La extracción de mineral del área de casapalca empieza en la época colonial. En ese tiempo, la explotación de minerales estaba limitada por la difícil accesibilidad de las áreas de superficie. Al final del siglo XIX, la compañía Backus y Johnston empezó la exploración, desarrollo y explotación de las estructuras mineralizadas en este distrito minero. En 1,921, la compañía Cerro de Pasco adquiere la mayoría de los derechos mineros que el día de hoy forman las propiedades de Yauliyacu. También esta compañía construyo el túnel Graton, cuya longitud es de 11.75 Km.

En enero de 1,974, Centromin Perú, compañía estatal, adquiere las propiedades de Cerro de Pasco, ellos desarrollaron el incremento de la producción a 64,000t/mes. También dicha compañía conecto la mina con el túnel Graton que se encuentra en la cota 3,251 m.s.n.m., de tal forma de que este drene agua de la mina, y además agrega un circuito de ventilación.

En mayo de 1,997, la mina fue comprada por Empresa Minera Yauliyacu S.A. hoy empresa minera los Quenuales, iniciando un proceso de mejoras en diversos aspectos.

1. Características generales de la empresa y/o unidad minera.
2. Productos que elabora y mercados que abastece.
3. Procesos y operaciones principales.

4. Edificios e instalaciones.
5. Organización y recursos humanos.
6. Materia prima que consume y su procedencia.
7. Maquinaria y equipos empleados.
8. Geología del depósito.

1.2 Ubicación y acceso

La Mina Yauliyacu se ubica en el distrito de Chilca, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes, entre las coordenadas 11° 30' Latitud Sur y 76° 10' Latitud Oeste, a una altura promedio de 4,250 m.s.n.m.

Se llega por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Huancayo de la carretera central, con una distancia aproximada de 129 km en un tiempo aproximado de recorrido de tres horas.

La mina se encuentra ubicada en el cinturón volcánico de la cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciar mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El efluente principal de la zona representa el río Rímac, este surca de Este a Oeste drenando dendríticamente de hacia el Océano Pacífico.

1.3 Clima y meteorología

El clima de la zona es en general frío y seco como corresponde a la región de la puna, con presencia estacional de grandes precipitaciones pluviales, las principales condiciones climatológicas que caracterizan al área son las siguientes:

Tabla 1.1: Principales características climatológicas.

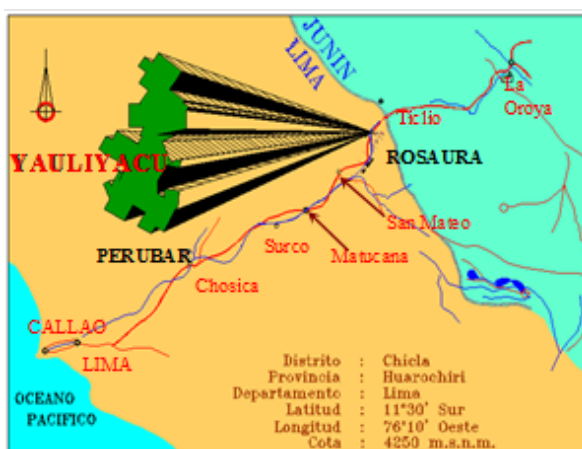
Temperatura	
maxima en verano	17°C
promedio en verano	12°C
maxima en invierno	8°C
promedio en invierno	3°C
Precipitaciones	
Promedio mensual	176.02mm/m2
Vientos	
Direccion	de Oeste a Este
Velocidad maxima	30km/h

Fuente: Informes internos U.M. Yauliyacu

Durante los meses comprendidos entre Noviembre y Abril se producen grandes precipitaciones pluviales, nevadas y granizadas que coinciden con las mayores temperaturas estacionarias; durante los meses de mayo y agosto se producen grandes descensos de temperatura junto con escasez de precipitaciones que determinan congelamiento de volúmenes moderados de agua.

La topografía del área del proyecto en general es una plataforma despejada, con ciertas cantidades de vegetaciones pequeñas en las partes posteriores.

La ubicación de Casapalca, muy cercana de la divisoria continental limita la longitud de los valles aguas arriba, reduciendo en consecuencia el riesgo de formación de huaycos que puede afectar sus instalaciones y población.

**Figura 1.1:** Mapa de ubicación unidad minera Yauliyacu

Fuente: Informes internos U.M. Yauliyacu

1.4 Geología regional

La secuencia estratigráfica del distrito está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el Cretáceo hasta el Cuaternario. El distrito muestra plegamientos, desarrollándose pliegues invertidos cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de los Andes. La estructura principal, es el anticlinórium Casapalca, que constituye un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, el cuál se cierra hacia el norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al este. Cuerpos intrusivos de composición intermedia se encuentran intruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica.

1.5 Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas y flujos volcánicos, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 m.

MA	ERA		
18	CENOZOICO	CUATERNARIO	Cuaternario
		ROCAS INTRUSIVAS	Taruca
			Diques
		Fm. RIO BLANCO	Fm. Río Blanco
			Fm. Bellavista
		Fm. CARLOS FRANCISCO	Mbo. Yauliyacu
			Mbo. Carlos Fco.
			Volc. Tablachaca
64		Fm. CASAPALCA	Mbo. Conglomerado Carmen
			Mbo. Capas Rojas
250	CRETACEO	Fm. Jumasha	
		Fm. Gollarisquizga	

Figura 1.2: Columna estratigráfica de la región Casapalca.

Fuente: Informes internos U.M. Yauliyacu.

1.5.1 Cretáceo

Grupo Machay: En el área de Casapalca, este grupo no ha sido estudiado en detalle, está constituido principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas, se ubica en la parte suroeste del distrito.

Formación Jumasha: Las rocas de ésta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo una secuencia correlacionable con esta formación constituida por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas, fue interceptada en el nivel 5200 por los túneles Graton. Secuencias representativas de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la Divisoria Continental, presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación Pariatambo, pertenecientes al grupo Machay, (J.J. Wilson, Enero de 1963). Macroscópicamente, las rocas presentan venillas y puntos de epidotas, clorita y granates configurando esto una alteración tipo skarn. En ésta zona, también se observan vetillas y diseminaciones de pirita, esfalerita, calcita, calcopirita y tetraedrita.

Estudios microscópicos de estas rocas (Rye y Sawkins), han detectado la formación de tremolita y finos granos de cuarzo a partir de la calcita. El skarn se halla atravesado por finas vetillas de grosularia, epídota, tremolita, calcita, cuarzo y sulfuros diseminados. Los sulfuros que están en la matriz de cuarzo y calcita son: pirita, esfalerita con inclusiones de calcopirita de una primera etapa, tetraedrita y calcopirita de etapa posterior.

En base a estudios de secciones delgadas de muestras tomadas en la chimenea Raise Borer que une el nivel 3900 con el túnel Graton, se ha determinado:

-Muestra A (altura del nivel 3900, Graton Túnel) arenisca cuarzosa con matriz calcosilicatada, piritizada, epídotizada y calcitizada (G. Alric).

-Muestra B-C-D-E (altura del nivel 3900, intermedias entre éste nivel y el túnel Graton) arenisca calcárea; cloritizada, piritizada, silicificada (M. Dalheimer).

1.5.2 Terciario

Formación Casapalca: Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta

formación ha sido dividida en tres miembros (ver columna estratigráfica). La descripción de los dos principales miembros es la siguiente:

- **Miembro Capas Rojas:** Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

No han sido identificados estratos de la formación Celendín, ni fósiles dentro de las capas rojas que hagan posible la asignación de una edad precisa; sin embargo por su relación estratigráfica se les ha asignado una edad que puede estar entre fines del Cretáceo y comienzos del Terciario (T.S. Szekely 1967).

- **Miembro Conglomerado Carmen:** Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas y lutitas de una potencia que varía de 80 a 200 m denominado miembro Carmen. Los conglomerados, que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y cantos rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

Formación Carlos Francisco: Sobre las rocas sedimentarias se encuentra una potente serie de rocas volcánicas a las que se ha denominado formación Carlos Francisco. Esta ha sido dividida en tres miembros:

- **Miembro Tablachaca:** Sobreyaciendo al miembro Carmen y separado de éste por lutitas de potencia variable, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas que forman el miembro Tablachaca.
- **Miembro Carlos Francisco:** Sobre el miembro Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consisten de flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares, generalmente verdosos, incluidos en una matriz de

roca porfírica rojiza. Intercaladas con las brechas están las andesitas porfíricas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

- **Miembro Tufos Yauliyacu:** Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

Formación Bellavista: Está formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

Formación Río Blanco: Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación. En el área afloran hacia al sureste, pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y Río Blanco a 12 Km. Al suroeste de Casapalca.

1.5.3 Cuaternario

El Cuaternario está representado en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

Pleistoceno: Debajo de los depósitos glaciares recientes existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4,300 a 4,500 m sobre el nivel del mar, no han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones en el valle del Rímac; sin embargo en otros valles, depósitos glaciares fueron encontrados en elevaciones de 3,900 m (H.E.Mckinstry y J.A. Noble, 1932).

Reciente: Consiste de materiales inconsolidados compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños, que forman conos y taludes.

Intrusivos: En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

Pórfido Taruca: Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona La Americana al sureste del área. Uno de los stocks de forma elongada con dirección norte-sur aflora en el cerro Taruca. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), horblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

Pórfido Victoria: Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área. El afloramiento es aproximadamente de 300 m de ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

1.6 Geología estructural

1.6.1 Plegamiento y fracturamiento

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N20°O, lo que hace que sean aproximadamente paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinórium Casapalca que presenta plegamientos (sinclinales y anticlinales) menores en sus flancos. En el flanco Suroeste del anticlinórium Casapalca se tiene el sinclinal Río Blanco constituido por el pórfido Carlos Francisco, tufos Yauliyacu, volcánicos Río Blanco y calizas Bellavista. El sinclinal Americana en el cual todas las unidades volcánicas terciarias son expuestas, tiene como núcleo a las calizas Bellavista, se ubica bordeando el flanco noreste del anticlinórium Casapalca.

En el área de Casapalca se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N38°O y buzamiento de 70° al SO, Rosaura de rumbo N43°O y buzamiento 80° al SO (presenta mineralización), Americana con rumbo N38°O y buzamiento de 70° al NE. La falla Río Blanco en la parte SO del distrito tiene un rumbo cerca de N35°E paralelo al sistema de

la vetas M y C. En subsuelo la gran falla de rumbo N55°O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

1.6.2 Lineamientos estructurales 120° - 300°

En la cordillera andina se documentan a menudo lineamientos estructurales con una orientación 120° - 300°. Se cree que estos son la expresión superficial de un intrusivo profundo. Esta estructura puede proporcionar los canales para los magmas y fluidos, ya que se aprecia a lo largo frecuentemente cuerpos intrusivos dentro de este lineamiento.

El emplazamiento de mineral en Yauliyacu coincide con un lineamiento de orientación similar que influye en la geomorfología del domo de Pauli. Este mismo lineamiento continua 20km Este de la mina Yauliyacu, a través de las minas Morococha, Arahuaca, San Cristóbal, Andaychagua y más allá de estas.

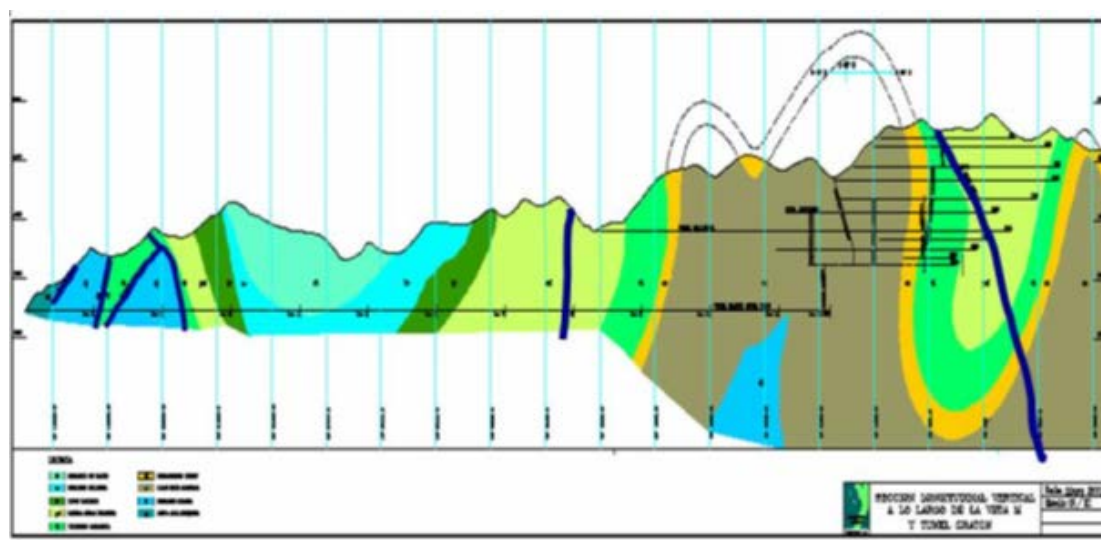


Figura 1.3: Sección longitudinal de la geología estructural de la región Casapalca.

Fuente: Informes internos U.M. Yauliyacu.

1.7 Mineralogía y tipo de alteraciones

La mina Yauliyacu es productora de Zinc, Plomo, Plata y cantidades menores de Cobre, la mineralogía es constituida por Esfalerita, Galena, Tetraedrita y Calcopirita

como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados por Pirita, Calcita y Cuarzo.

La alteración hidrotermal de las rocas encajonantes es silicificación, piritización, sericitación en zonas aledañas a las vetas y propilitización a ciertas distancias de ellas.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en dos formas:

Vetas: Que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5.0 Km. De los cuales 4.0 km. Han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m. Las vetas son angostas, generalmente menores a 1.0 m de ancho.

Cuerpos: Los principales controles estructurales para la mineralización de los cuerpos son: la intersección de estructuras y el movimiento normal de las fracturas pre minerales (veta M y veta L), que produjeron brechamiento y reapertura formando zonas permeables a las soluciones mineralizantes. Las vetas fueron posteriormente desplazadas por fallas sinextrales como la gran Falla producto de la última fase tectónica del mio plioceno.

La permeabilidad de las areniscas y lutitas están directamente relacionadas con la densidad del fracturamiento, que para el caso específico de los cuerpos mineralizados, ha tenido gran influencia y permitido el relleno de fisuras y/o diseminaciones en áreas adyacentes a la veta principal.

Considerando que las cajas diseminadas se ubican tanto al techo como al piso de las estructuras anteriormente explotadas (vacías), a fin de confirmar reservas o recursos en estas áreas, la perforación diamantina normalmente atraviesa los espacios vacíos, para lo cual se ha logrado estandarizar procedimientos de perforación adecuados a esta condición.

Los cuerpos pueden ser de tres tipos:

- Stock Work y diseminaciones laterales a las vetas;

- Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados
- Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

La mineralización está en todos los tipos de rocas: en Limonitas del miembro Capas Rojas, en conglomerados del miembro Carmen, Tufos del miembro Tablachaca, Andesitas del miembro volcánico Carlo Francisco y Calizas de la Formación Bellavista. Las vetas tienen un rumbo que varía de N30°E y N80°E con buzamientos que oscilan de 60° a 80°NO.

1.8 Vetas más importantes

1.8.1 Veta C

Conocida antiguamente como la veta de Aguas Calientes, se ubica en la zona sur del sistema de vetas de Yauliyacu y el tramo reconocido se encuentra íntegramente localizado dentro del miembro Capas Rojas de la formación Casapalca. La veta con rumbo de N45°E y buzamiento de 65° a 75°O, ha sido desarrollada y explotada en varios niveles.

La veta C ha sido parcialmente en el nivel 5200 (3,240m.s.n.m.) del Túnel Graton por perforaciones diamantinas y por el desarrollo del propio túnel.

La mineralización de la veta C, ha sido formada por el relleno de una estructura de falla donde se ha conocido dos periodos de movimiento antes y después de la mineralización al Sur de las coordenadas 1200S, la veta solamente puede ser explotada por el método de corte y relleno debido a la incompetencia de las cajas. Al norte de las coordenadas 1200 S de la veta es más definidas siendo las cajas menos fracturadas pudiéndose explotar por el método de shirinkage. Su mineralogía está conformada por sulfuros de cobre, plomo, zinc y plata asociadas con calcita, rodocrosita, cuarzo como minerales ganga. Verticalmente y asociado a cambios mineralógicos se pueden distinguir tres zonas en el plano de veta. En los niveles superiores la veta tiene la mayor cantidad de plata (sulfosales), también se ha observado la presencia de estibina.

La zona intermedia se caracteriza por la presencia de esfalerita, galena, tetraedrita, pirita y bournita.

En los niveles inferiores la veta contiene principalmente tetraedrita, galena, esfalerita, pirita y cuarzo.

1.8.2 Veta H

La veta H es una estructura con alto contenido de cobre, debido a la presencia de calcopirita, este hecho ha complicado el estudio de zonamiento de la mineralización.

La veta tienen rumbo general Norte-Sur con buzamiento que varía entre 80° a 85°O y es conocida desde el nivel H1 (4060 m.s.n.m.) hasta el nivel 800 (4490 m.s.n.m.).

Mineralógicamente está compuesta de abundante pirita, esfalerita, calcopirita con cantidades menores de galena, tetraedrita, cuarzo y calcita.

Se recomienda explorar la veta en los niveles H1, H2, 1000 y 1200.

1.8.3 Veta L

Tiene un rumbo de N30°E y buzamiento que varía de 65° a 80°NW. En la parte central de la mina, está en la caja techo de la veta M, como un ramal de la misma que va perdiendo continuidad en las Capas Rojas muy cerca de la unión de la veta H. Esta veta es una estructura del tipo fractura abierta, rellenada de forma irregular y discontinua, por lo que a veces se presenta de una forma muy delgada. Es atravesada por pequeñas fallas y también por la gran falla, siendo su desplazamiento casi nulo o pequeño, generalmente hacia el Oeste, hasta una longitud de 3.0m a 5.0m.

La mena la constituyen la esfalerita, tetraedrita, galena y calcopirita. La ganga está formada por cuarzo y calcita, aumentando la cantidad de carbonatos en el norte.

Las rocas encajonantes se hallan salificadas, sericitizadas, caolinizadas y piritizadas disminuyendo la alteración hacia el norte. En la parte central de la mina se hallan alteradas en una potencia de 30.0m de la veta; en cambio a 2.0km al norte la potencia de alteración es de 0.70m de la veta.

1.8.4 Veta Rayo

La veta rayo, es un filón que aflora en la quebrada del Carmen y la quebrada de Corina, tiene una extensión superficial de 3,200m y su extensión vertical es aproximadamente de 1,500m.

La veta Rayo es una estructura filoneana hidrotermal con rumbo de N32°E y buzamiento de 60°NW.

Data histórica y actual determina la veta Rayo como un filón principal, del sistema NE-SW, igual que la veta L, de la cual dista 550m hacia la caja techo. Atraviesa toda la columna estratigráfica del distrito, es decir las formaciones Casapalca y San Francisco.

1.8.5 Veta M

La veta M, es una estructura principal del sistema de vetas de la Mina Yauliyacu. La veta M tiene un Rumbo de N30°E y buzamientos que varían entre 65° y 75°NW. Se han desarrollado por más de 1,300m en la vertical y 2,300m en la horizontal. En esta extensión, atraviesa los diferentes tipos de roca sedimentaria y volcánica que se tiene en la mina.

El estudio geológico de este hecho reveló dos aspectos importantes:

- La mineralización no sufre, aparentemente ninguna variación en los diferentes tipos de roca que atraviesa, pero si existe variación en la naturaleza de la fractura.
- El Rumbo de la veta sufre variación cuando pasa de un tipo de roca a otro.

La veta M varía en potencia de la zona central hacia los extremos. En la zona central e inferior la veta presenta su mayor potencia, (0.7m – 1.5m) mientras que hacia los extremos laterales y superior la potencia disminuye (0.15m – 0.25m). Comúnmente es cortada por fallas anteriores y posteriores a la mineralización, siendo una de ellas la gran falla.

La veta M es esencialmente un tipo de fractura abierta con segmentos de veta dispuestos en el sistema de estructuras de echelon.

La mineralogía está compuesta por esfalerita, galena, tetraedrita, calcopirita como minerales de mena; Cuarzo, pirita, y carbonatos (calcita y rodocrosita) como ganga.

La alteración varía de acuerdo al tipo de roca, en las Capas Rojas la alteración es principalmente silicificación y piritización asociada a una intensa decoloración de la roca. En los volcánicos la alteración varía desde la propilitización (lejos de la veta) hasta la piritización, silicificación, sericitización cerca de esta.

1.9 Mineralogía y paragénesis

La mineralización en la mina Casapalca es simple, los principales minerales de mena son: esfalerita, galena, tetraedrita, tenantita y calcopirita. Los minerales de ganga son: pirita, cuarzo y carbonatos (calcita, calcita mangánifera-rodonita y rodocrosita). Otros minerales puntualmente abundantes o raros son: oropimente, rejalgam, argentita, estibina, rodonita, fluorita, barita, hubnerita, bornita, arsenopirita, polibasita, boulangerita, jamesonita, bournonita, pirargirita y geocronita.

1.10 Zonamiento de la mineralización

La mina Casapalca constituye un modelo típico de zonamiento de mineral, siendo el zonamiento más definido en dirección horizontal, en la vertical está relacionado a la presencia de argentita, pirargirita y otras sulfosales acompañadas de pirita y cuarzo en los niveles superiores de la mina. En base a los cambios mineralógicos relacionados a las temperaturas de formación de los minerales y en la extensión e intensidad de la alteración de las rocas encajonantes, se determinaron tres zonas cuyas características son las siguientes:

Zona I

1.-El mineral consiste de abundante esfalerita con poca galena y tenantita; calcopirita es común; la pirita está presente en cristales cúbicos; hubnerita y arsenopirita se encuentran ocasionalmente.

2.-Los minerales de ganga son: cuarzo y calcita. Calcita pura ocurre en los extremos de la zona.

3.-Las rocas de la formación Casapalca están fuertemente silicificadas, además, presentan diseminaciones de Pirita cúbica y nódulos de epídota. La zona de alteración se extiende aproximadamente 400 m de las vetas.

Zona II

1.-El mineral consiste de calcopirita como inclusiones en esfalerita. Abundante tetraedrita es asociada con galena y esfalerita; pirita está presente en piritoedros.

2.-Los minerales de ganga son pequeños cristales de cuarzo, calcita y rodocrosita.

3.-La alteración de la roca encajonante decrece en ésta zona en comparación con la Zona I. Los productos de alteración son carbonatos y sericita. La zona de alteración se extiende aproximadamente 30 m de las vetas.

Zona III

1.-Los minerales son: tetraedrita, esfalerita, galena, bournonita, geocronita, estibina, rejalgar, oropimente y jamesonita; decrece la cantidad de pirita comparando con las zonas I y II.

2.-Los minerales de ganga son: calcita, pirita y cuarzo.

3.-La alteración en la roca encajonante es de unos cuantos centímetros, propilitización (clorita y epídota) es característica de esta zona.

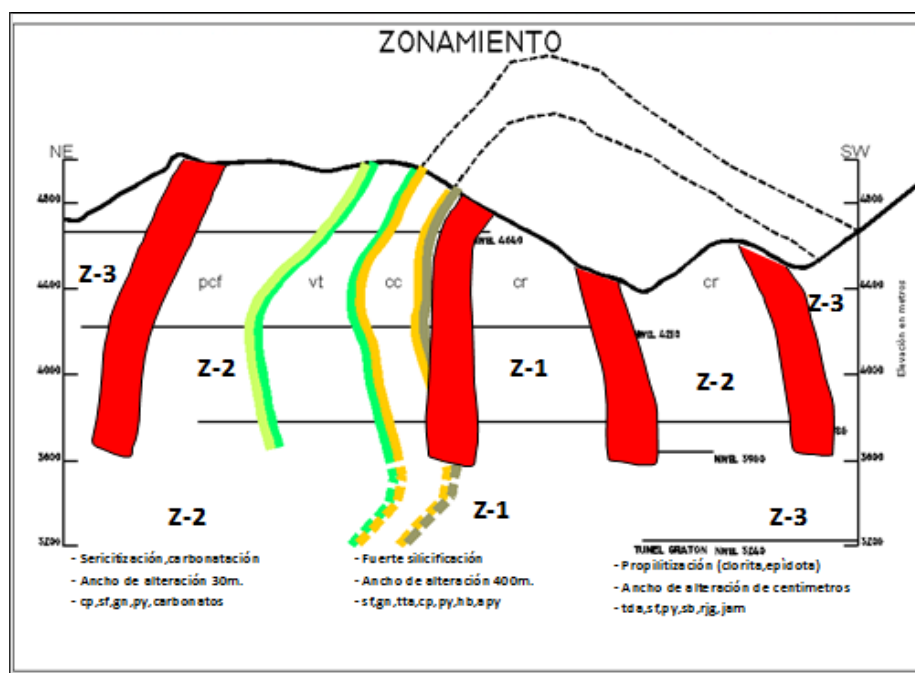


Figura 1.4: Zonamiento de mineralización de la mina Yauliyacu.

Fuente: Informes internos U.M. Yauliyacu.

1.11 Alteración hidrotermal

La alteración de las rocas encajonantes muestra una estrecha relación con la distribución zonal de los minerales. En la Zona I la roca está intensamente silicificada y piritizada hasta una distancia de 300m a 400 m fuera de las vetas. Pasando hacia la Zona II, el ancho de alteración decrece hasta aproximadamente 30m y en la Zona III la alteración es solamente de algunos centímetros.

Desde un punto de vista general, la alteración de la roca encajonante sigue una secuencia normal, que va de la propilitización, a cierta distancia de las vetas, a la piritización, sericitización y silicificación cerca a ellas.

Las rocas volcánicas extrusivas, en las zonas de mayor alteración (cerca de la veta) son de color gris claro conformadas por cuarzo, piritita y feldespatos alterados a sericita, no siendo distinguibles macroscópicamente. A mayor distancia de la veta, la epidotización es común y los cristales de feldespatos son visibles. Los ferromagnesianos son alterados a clorita y epidota con presencia de piritita.

Las capas rojas y los conglomerados, en la zona central de la mina, están intensamente alteradas, extendiéndose la silicificación y piritización por varias decenas de metros. La Pirita se presenta en cristales cúbicos y en delgadas vetillas. Hacia el Sur, en la sección Aguas Calientes, la alteración es menos intensa. La roca se presenta blanqueada hasta unos 10m a 15m en las proximidades de las vetas, la silicificación no es muy intensa. En las zonas de alteración moderada la roca está epidotizada.

1.12 Controles de la mineralización

El principal control de la mineralización de Casapalca, es el estructural. Esto es evidente, ya que la mineralización se presenta mayormente en vetas por relleno de fracturas a través de las cuales se movilizaron las soluciones mineralizantes.

Como las vetas tienen una variada gama de tipos de roca encajonante, la naturaleza física de cada uno de estos, han tenido una marcada influencia en la formación de las vetas mineralizadas. Los volcánicos, en especial Carlos Francisco y Tablachaca, por ser rocas competentes han sido fácilmente fracturados, siendo las fracturas abiertas y regulares; mientras que en las capas rojas, por ser rocas incompetentes, las fracturas que se formaron se presentan cerradas, conteniendo panizo. El miembro conglomerado Carmen está ubicado entre los dos extremos.

Por esta razón en la sección Carlos Francisco, las zonas mineralizadas (ore shoots) de las vetas localizadas en volcánicos y conglomerados, son comparativamente continuas y regulares. Incluso, en esta sección, las vetas principales presentan una serie de ramales que se desprenden con ángulos en ambas cajas. En la sección Aguas Calientes, las zonas mineralizadas de las vetas son muy irregulares y la mineralización se presenta como disseminaciones en una masa panizada o en bandas de alta ley en una veta irregular y panizada.

Otro control de mineralización importante pero aún no bien determinado es el control litológico, dado principalmente por unidades sedimentarias con componentes calcáreos. Mayormente areniscas calcáreas y conglomerados. Estas unidades presentan mineralización por reemplazamiento.

1.13 Descripción de la unidad de producción

La mina Yauliyacu es una mina subterránea que tiene seis secciones en 23 niveles de producción espaciados irregularmente con un promedio de 60m (intervalos de 50m a 75m) entre niveles; en todos los niveles se encuentran las vetas y los cuerpos repartidos con rumbos N20°W promedio, los cuales son extraídos con diferentes métodos de minado. El nivel principal de la mina es el nivel 1700 (4210m.s.n.m.) por donde se ingresa a las operaciones y donde se encuentra las oficinas de la superintendencia de mina. Para la explotación de los niveles se desarrollan rampas positivas y negativas con 12% y 15% de gradiente, estas rampas han unido los niveles desde la Zona I (H0) hasta la zona V (4500).

Actualmente la extracción se realiza en el Nv 1700 en donde se encuentra la línea principal de extracción AFE con dos locomotoras de 12t y carros mineros de 180ft³. El mineral de la zona alta de la mina (Sección I, II, III) llega a este nivel mediante varios Ore pass, mientras que el mineral de las labores que se encuentran por debajo del Nv 1700 (Sección IV, V, VI) llegan también por chimeneas y Ore pass hasta el Nv 3900 donde es extraída con locomotoras de 8t y carros mineros de 110ft³ e izada por el pique central en un skip de 12t hasta el chute N°5 en la línea principal del AFE.

Para el carguío de mineral se cuenta con equipos de acarreo de bajo perfil (scooptrams) diesel y eléctricos cuyas capacidades varían desde 1.0Yd³ hasta 4.2Yd³ algunos dotados con telemando para labores donde se aplica taladros largos; las perforaciones de preparación horizontales y rampas se realizan con Jumbo electrohidráulico y máquinas perforadoras Jack leg.

Los métodos de minado son variados de acuerdo a las características del macizo rocoso que presentan las cajas.

La explotación en vetas representa un 20% de la producción mensual, mientras que los cuerpos un 80%.

Tabla 1.2: Porcentaje de aporte de producción por método de minado.

Metodo de minado		Participacion
CRVC	Corte y relleno en vetas convencional	6%
CRVCS	Corte y relleno en vetas convencional con sostenimiento	2%
SHK	Almacenamiento provicional (Shrinkage)	2%
OPS	Tajeos abiertos (Open stope)	7%
CRM	Corte y relleno mecanizado	3%
SLSC	Sub level stoping en cuerpo	65%
SLSV	Sub level stoping en veta	15%

Fuente: Informe Planeamiento e ingeniería U.M. Yauliyacu.

La elección del método de minado depende de las características de los cuerpos y vetas, el método de minado sub level stoping es aplicado en su mayoría en la zona alta, por tener buenas cajas y baja presión, y en menor porcentaje en la zona baja, al contrario de Corte y relleno ascendente que es más aplicado en la zona baja que se caracteriza por tener altas presiones lo cual no permite tener demasiada abertura por mucho tiempo, además de presentar estallidos de roca en esta zona. El método de minado Open stope es aplicado en vetas angostas (0.80m) de lata ley de plata y es ventajoso por su selectividad. Adicionalmente se explota algunas vetas con el método de minado sub level stoping, para ello se utiliza equipos de perforación de menores dimensiones, entre ellos el Raptor mini y el Raptor junior.

El mineral extraído de la línea principal, es depositado en dos tolvas de 400t cada una; adicionalmente en superficie una tercera tolva de la misma capacidad que recibe el mineral proveniente de la bocamina Yauliyacu. Cada una de estas tolvas esta provista de alimentadores de oruga de 36"x15' la misma que descarga el mineral en una faja transportadora N°1 de 36"x101' para alimentar el chancado.

El drenaje de la mina se hace en dos diferentes formas:

- De la zona baja de la mina (3251m.s.n.m.) se encuentra el túnel Graton de 11.7km de longitud el cual está conectado al nivel inferior de la mina (Nv 3900) mediante una chimenea tipo raise borer de 394m y 5ft de diámetro. El agua de este túnel capta el drenaje de la zona baja de mina hasta la cuenca del rio Rímac y cerca de la población de San Mateo.

- La parte superior de la mina se drena por el Nv 1700 en la bocamina San Francisco.

CAPITULO II

METODOLOGIA PARA EL DISEÑO DEL METODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING

La metodología propuesta contempla básicamente tres pasos, el diseño geomecánico, el diseño operacional y la estimación de costos y la evaluación económica.

El diseño geomecánico nos estimara las aberturas máximas, el tipo de sostenimiento y nos dará una idea general de la geometría del método de minado. El diseño operacional que conjuga mucho con el diseño geomecánico, nos definirá la geometría del método de minado, así como los sistemas que se utilizaran en el método de minado, el diseño operacional es considerar todas las restricciones y/o condiciones operacionales para el diseño del método. La estimación de costos y la evaluación económica es el paso final del diseño, la cual nos da luz verde para la puesta en marcha.

2.1 Diseño geomecánico del método de minado sub level stoping (vetas y cuerpos)

2.1.1 Aspectos generales

Se tiene por finalidad proveer una metodología práctica de diseño geomecánico para la explotación subterránea por el método de minado sub level stoping con aplicación de criterios empíricos y numéricos, cuya finalidad es de optimizar las dimensiones de las excavaciones y pilares, en relación al método de minado y a las

condiciones geomecánicas del proyecto, así mismo mantener la estabilidad del equilibrio del macizo rocoso. Se debe mencionar que la aplicación de un adecuado dimensionamiento de tajeos en el método de minado por sub level stoping, permite alcanzar una alta productividad a bajos costos de explotación y con alto grado de seguridad, debido a que no es necesario el ingreso del personal en los tajeos durante la producción.

En base a la información geológica de la mina, y luego complementada con la Información recopilada en el terreno, se inicia la realización del trabajo con el fin de definir las condiciones geotécnicas del proyecto de explotación subterráneo, que permitan definir las dimensiones estables de los tajeos de explotación en estructuras mineralizadas de potencia baja a alta. Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso se utilizara los sistemas de clasificación RMR, Q y GSI, la resistencia del macizo rocoso se estima con el criterio de falla de Hoek y Brown (2002). El dimensionamiento de las cámaras o unidades de explotación se debe realizar mediante el método gráfico de Mathews (1980), el cual fue actualizado por C. Mawdesley y R. Trueman (2000).

Los pilares de buzamiento serán diseñados mediante el método empírico que consiste en diseñar pilares inclinados basados en los esfuerzos inducidos actuando sobre el pilar por el método empírico de Obert y Duvall, la resistencia de los pilares serán calculados por el método de Lunder y Pakalnis (1997). En la determinación de los pilares de rumbo entre niveles de mina se empleó el método de Carter. Finalmente, como un complemento a la metodología empírica utilizada, se realizara el análisis de esfuerzos y deformaciones a través de los programas geotécnicos Phases 2, Examine 3D u otros.

El análisis con estos programas se debe realizar teniendo en cuenta todas las labores adyacentes al área de explotación.

2.1.2 Dimensionamiento de las áreas de explotación

Ya establecido el método de minado más apropiado para la explotación, se procede a dimensionar las áreas de explotación, el dimensionamiento de las áreas de

explotación consisten en el análisis de estabilidad del área a afectar directamente con la explotación, el área de explotación consiste en todo el área que conformara la explotación como las unidades de explotación, los pilares de rumbo y buzamiento y la interacción entre tajeos, para esto se hará un primer bosquejo de las unidades de explotación, los pilares en todo el área de la estructura a ser explotada, en este proceso se tiene que considerar algunas condiciones existentes de la mina como infraestructura antigua y/o existente, explotaciones antiguas y/o existentes, etc. Esto se debe de hacer antes de tener los valores reales de las unidades de explotación y los pilares, este ejercicio se debe repetir después de tener los valores reales calculados.

Para el análisis de estabilidad y dimensionamiento de las unidades de explotación se considera como herramienta empírica, la aplicación del método gráfico de estabilidad de Mathews (1980), modificado por Potvin (1989). Otra herramienta empírica para este mismo fin es la aplicación del método gráfico de estabilidad de Laubscher.

El criterio de aceptabilidad para definir la condición de estabilidad considera que el techo y las paredes son estables (para tajeos abiertos sin ingreso de personal). Este último asume que los volúmenes de desprendimiento asociados son menores y no implican riesgos e inconvenientes operacionales.

2.1.2.1 Dimensionamiento de unidades de explotación

Las unidades de explotación son las aberturas que quedaran después de una explotación parcial o total, en este punto se determinara el ancho, alto y longitud que se pueden abrir las unidades de explotación teniendo condiciones satisfactorias de estabilidad sin usar sostenimiento, o teniendo la consideración de hacer uso parcial o total de algún mecanismo de sostenimiento.

2.1.2.1.1 Dimensionamiento de unidades de explotación en sub level stoping (MGE Mathew)

Cuando se trata de dimensionar tajeos, es importante que pueden darse dichas dimensiones bajo dos situaciones con respecto al personal que laborara en el tajeo:

primero, del tipo de ingreso de personal dentro del tajeo; y segundo del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo.

Para el segundo caso, del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo, se puede utilizar el método gráfico de estabilidad (MGE).

El método Gráfico de Estabilidad fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siendo los trabajos iniciados por Mathews et. Al. (1981).

Este método empírico ha sido desarrollado en base a la experiencia de varias minas subterráneas canadienses (más de 350 casos históricos recolectados), en las cuales se tomaron en cuenta los principales factores de influencia en el diseño de tajeos, tales como información sobre la estructura y la resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, así como el tamaño, forma y orientación de la excavación, ya que finalmente todos ellos son utilizadas para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, con sostenimiento o inestable aun con sostenimiento. El sostenimiento que sugiere este método está dirigido al uso del cable bolts.

El procedimiento de diseño en este método está basada en el cálculo de dos factores, N' que es un número de estabilidad modificado la cual representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado y S que es el radio hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y la forma.

Calculo del número de estabilidad modificado N'

El número de estabilidad modificado N' , se define de la siguiente manera:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Dónde:

- Q' Índice de calidad túnelero modificado
- A Factor de esfuerzo de la roca
- B Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades
- C Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional

El índice de calidad tunelero modificado Q' es calculado de los resultados del mapeo estructural del macizo rocoso, exactamente el mismo que fue desarrollado por el Instituto Geotécnico Noruego NIGI estándar, excepto que el factor de reducción de los esfuerzos SRF, es fijado en 1.00, además puesto que este método no se había aplicado en condiciones con significativas aguas subterráneas conlleva entonces a que el factor de reducción por aguas en las discontinuidades J_w sea comúnmente 1.00.

Este número es complicado y requiere un conocimiento básico del macizo rocoso y una base de datos de las características geomecánicas para proporcionar los valores necesarios para calcular: Q' , A, B y C. La información requerida es RQD, J_n (número de sistemas de discontinuidades), J_r (Rugosidad de las discontinuidades), J_a (Alteración de las discontinuidades), J_w (condiciones de agua, que es generalmente ignorado en minas secas), esfuerzo compresivo Uniáxial, esfuerzos in situ, esfuerzos inducidos en el piso o en el techo y el rumbo y buzamiento de las discontinuidades y otras estructuras.

Cálculo del índice de calidad tunelero modificado Q'

El símbolo Q, representa un valor de la calidad de roca en términos de lo bloqueado que se encuentre el macizo rocoso, la condición de las familias de discontinuidades, efectos de los esfuerzos y la influencia de las infiltraciones de agua. Calcular Q no es difícil una vez que la información necesaria ha sido recolectada. Debido a que puede haber una variabilidad en el valor Q, aun cuando se ha tomado el mínimo cuidado.

Q' es una versión modificada original aplicado a los gráficos de estabilidad y reduce el factor de reducción de esfuerzos SRF a 1.00, ya que los efectos de los esfuerzos son contados en el factor A, y además le da a J_w el valor de 1.00 por que la mayoría de las rocas de las minas están secas. Los valores de Q' están en rangos de 0.001 (excepcionalmente pobre) hasta 1000 (excepcionalmente bueno), pero los valores normales en minería subterránea están en el rango de 0.1 a 40.

$$Q' = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right)$$

Dónde:

- RQD Designación de la calidad de la roca.
- J_n Número de sistemas de discontinuidades.
- J_r Número de rugosidad de las discontinuidades.
- J_a Número de alteración de las discontinuidades.

Calculo del factor de esfuerzo de la roca A

El factor de esfuerzo en la roca A, representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, denominado " σ_c " y el esfuerzo inducido actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo condición de análisis, denominado " σ_1 ". La resistencia compresiva uniáxial de la roca intacta puede ser estimada en el campo o mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas. El esfuerzo inducido se establece a partir de un modelamiento numérico o se estima usando valores de esfuerzos in-situ medidas o asumidas.

El valor del factor de esfuerzos en la roca A, es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 , es decir, la resistencia compresiva uniáxial de la roca intacta al esfuerzo inducido sobre la cara a analizar del tajeo.

Se tiene que tener en cuenta las siguientes condiciones:

- Para $\sigma_c/\sigma_1 < 2$: $A = 0.10$
- Para $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$: $A = 0.1125 * (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$
- Para $\sigma_c/\sigma_1 > 10$: $A = 1.00$

De estas condiciones mencionadas, podemos graficar el factor de esfuerzos en la roca A, para diferentes valores de σ_c/σ_1 y se obtiene lo siguiente:

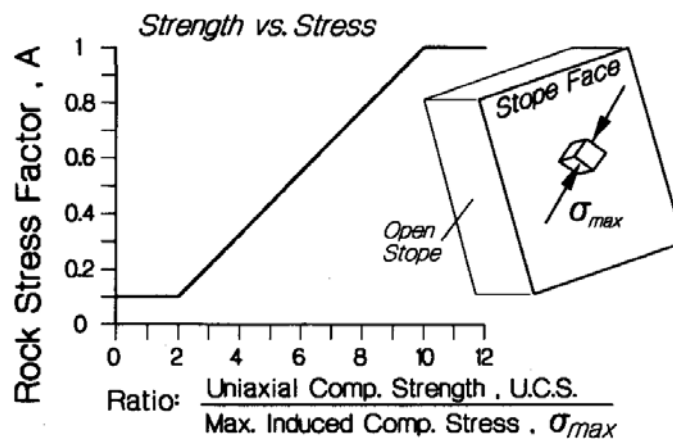


Figura 2.1: Factor de esfuerzo de roca A, para diferentes valores de σ_c/σ_1 .

Fuente: Cable bolting in underground mines.

Calculo del factor de ajuste por orientación de discontinuidades B

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie sea más pequeño, más fácil será que el puente de roca intacta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

Cuando el Angulo se aproxima a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca diaclasada actúan como una viga o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de excavación es mayor cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es menor cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B, que depende de la diferencia de entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo.

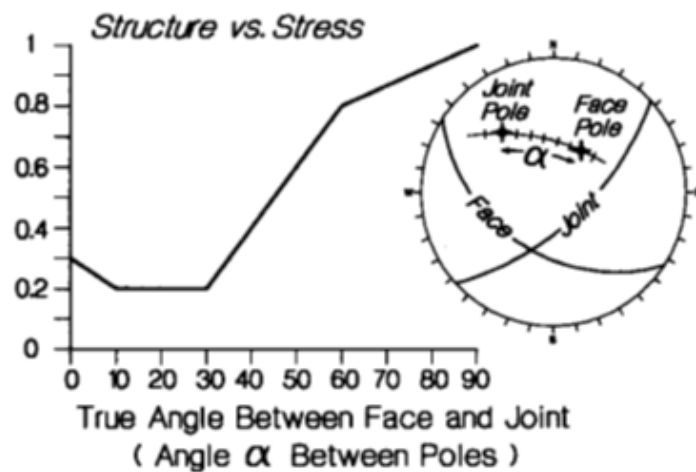


Figura 2.2: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades B, para diferentes valores de α .

Fuente: Cable bolting in underground mines.

Calculo de factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C

El factor C es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por la gravedad como las de lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo φ .

El factor C para estos casos es calculado a partir de la relación:

$$\text{Para caídas por gravedad y lajamientos} \quad C = 8 - 6 \cos \varphi$$

Este factor tiene un valor máximo de ocho para paredes verticales y un valor mínimo de dos para techos horizontales en los tajeos.

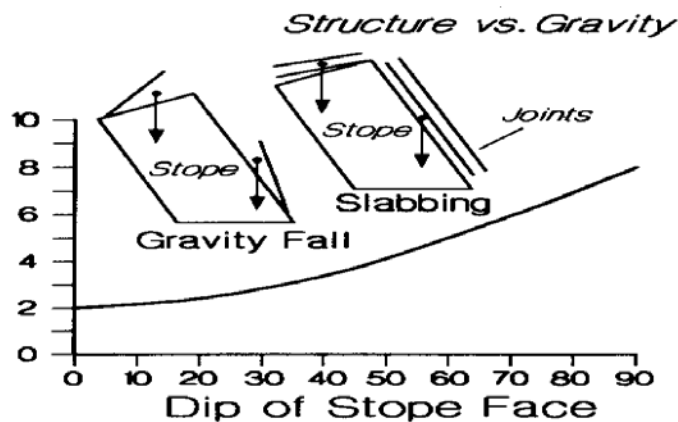


Figura 2.3: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C , para caídas por gravedad o lajamiento.

Fuente: Cable bolting in underground mines.

Para caídas por deslizamiento:

$$C = 8 \quad \text{Para } \beta [0,30[$$

$$C = 11 - \beta/10 \quad \text{Para } \beta [[30,90]]$$

El factor C , cuando la caída es por deslizamiento dependerá de la inclinación de la discontinuidad crítica β

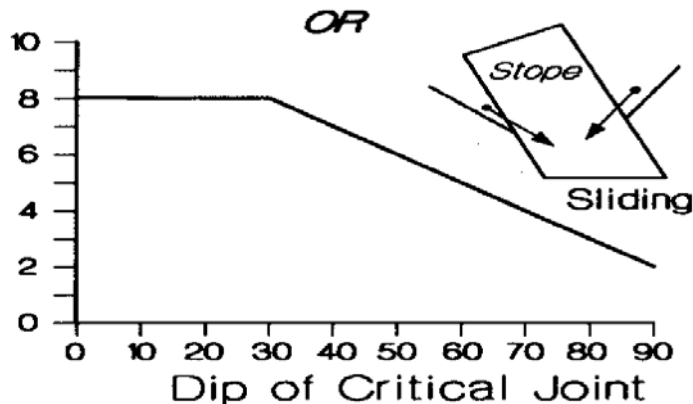


Figura 2.4: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C , para caídas por deslizamiento.

Fuente: Cable bolting in underground mines.

Cálculos en el gráfico de estabilidad

Usando los valores del número de estabilidad N' , podemos calcular los valores del radio hidráulico S a partir del gráfico de estabilidad donde se puede estimar la estabilidad de la unidad de explotación según la zona a considerar, en el eje del número de estabilidad se ingresa los valores de N' calculados previamente para cada superficie y se intercepta con las curvas para cada zona de estabilidad analizada, para posteriormente determinar los valores del radio hidráulico.

Algo muy importante de recordar es que cada punto planteado en el grafico está referido solamente a una cara del tajeo o superficie y los cálculos deben ser realizados por todas las caras. En algunos casos las paredes límites pueden ser tratadas como pares, como Caja techo y Caja piso bajo circunstancias especiales.

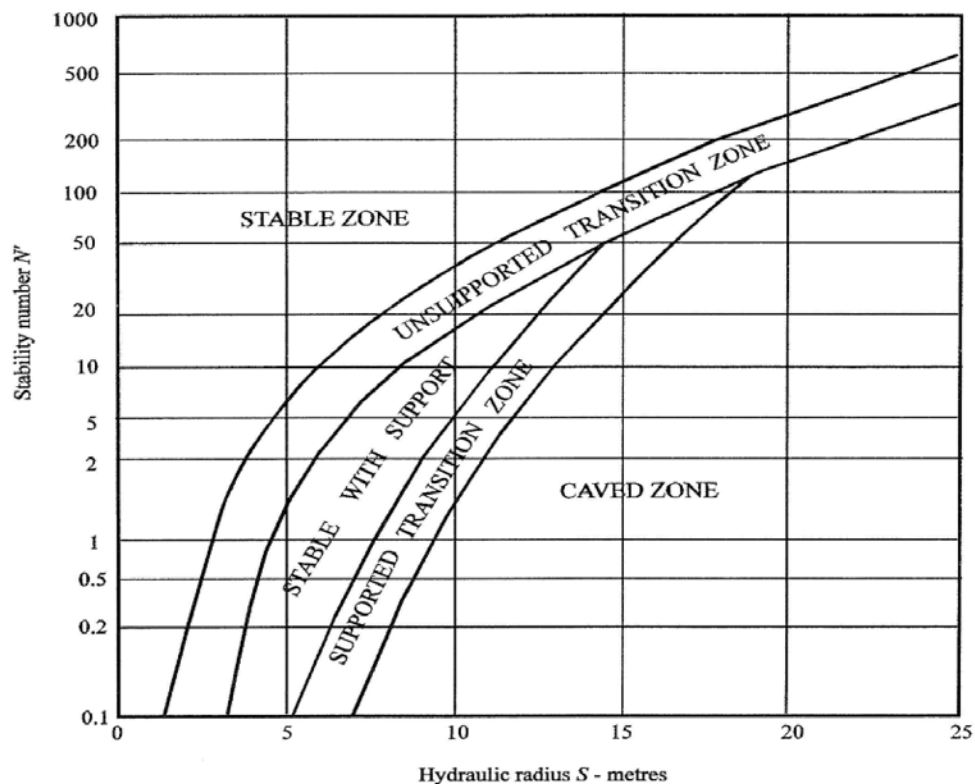


Figura 2.5: Grafico de estabilidad que muestra las zonas de terreno estable, terreno con requerimiento de sostenimiento y terreno hundible.

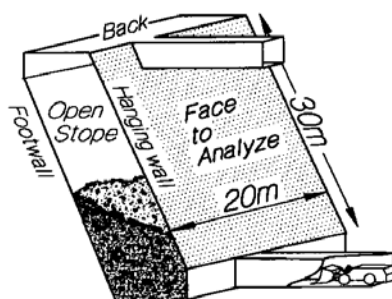
Fuente: Cable bolting in underground mines.

Calculo del factor de forma geométrica o radio hidráulico

El factor de forma geométrica o radio hidráulico, está basado en la relación entre el área y el perímetro de la superficie analizada.

$$S = \frac{\text{Area de la superficie analizada}}{\text{Perimetro de la superficie analizada}}$$

A un bajo valor de radio hidráulico se le puede oponer un débil factor de estabilidad de roca y aun así permanecer en la zona de estabilidad. Obviamente, mientras más pequeña sea la abertura creada, más estable será esta. La configuración menos estable para un tajeo es un cuadrado.



$$HR = \frac{\text{Area}}{\text{Perimeter}} = \frac{20 \times 30}{40 + 60} = 6m$$

Figura 2.6: Factor de forma geométrica o radio hidráulico.

Fuente: Cable bolting in underground mines.

Como se tiene estimado el factor de forma geométrica o radio hidráulico del grafico de estabilidad, y se conoce una dimensión de la superficie analizada, entonces podemos estimar la otra dimensión. Realizamos este procedimiento para todos los valores del radio hidráulico estimado para todas las superficies analizadas.

2.1.2.2 Dimensionamiento de los pilares de rumbo y de buzamiento

Para el dimensionamiento de los pilares de rumbo y de buzamiento se utilizaran diferentes criterios y métodos empíricos de cálculo, un parámetro importante en la ingeniería minera es el dimensionamiento de pilares, el cual junto al análisis de la cámara abierta determina el porcentaje de extracción alcanzable.

El objetivo es utilizar una metodología de diseño para mitigar el riesgo de colapso de pilares a gran escala. Para ello se debe determinar dimensiones apropiadas de los pilares y las aberturas de cámaras de los tajeos.

2.1.2.2.1 Dimensionamiento de pilares de rumbo

Para el dimensionamiento de los pilares de rumbo, se utilizó el método empírico de Carter, en conjunción con el método empírico de Carter y Miller.

Un método empírico de Carter es ampliamente usado en la industria minera canadiense para evaluar la estabilidad de crown pillars, pilares puente o pilares de rumbo, es el método “Scaled Crown Pillar Span” (Carter, 1992), que fue desarrollado aproximadamente hace una década, como procedimiento empírico para el dimensionamiento de geometrías de pilares de aberturas de minado, cercanas a la superficie en etapa de abandono, el cual se desarrolló a partir de una serie de casos que permitieron elaborar una base de datos de las condiciones geométricas, parámetros de macizo rocoso y estabilidad de un pilar de este tipo, hasta ahora no existe otro método aceptable para evaluar la estabilidad de pilares de este tipo (Crown pillars).

El método consiste en estimar dos factores:

S_c o “Maximum Scaled Span”, factor representativo de la calidad del macizo rocoso expresada a través del parámetro Q de Barton y C_s o “Scaled Crown Pillar Span”, factor representativo de la condición geométrica y fábrica de la roca. La condición de inestabilidad se presenta cuando C_s es mayor a S_c .

El valor de C_s fue basada en una expresión escalar simple de la forma $C_s = S * K_g$, donde el factor escalar geométrico K_g es utilizado para modificar la abertura actual S ; el coeficiente escalar K_g incorpora los factores geometría como ancho o luz, largo y espesor del pilar y factores de la roca como gravedad específica del macizo rocoso y el ángulo de las discontinuidades presentes en el pilar, que aseguran que C_s sea adecuadamente escalada, el valor C_s esta dado en metros.

El valor S_c , provee una medida de la abertura escalada máxima en metros de un determinado pilar en el cual puede ocurrir falla.

Las fórmulas de cálculo de los dos factores son:

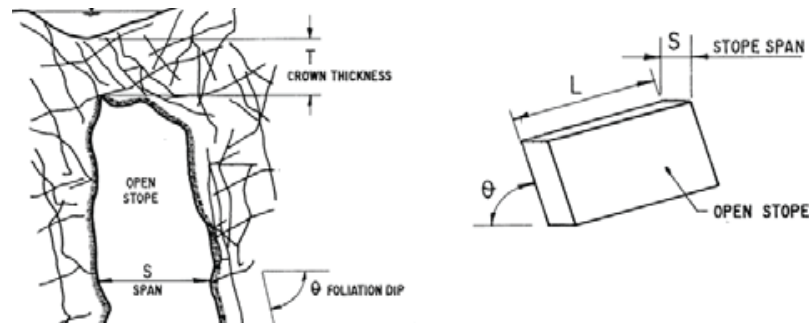


Figura 2.7: Determinación de las dimensiones de Crown pillar por Carter.

Fuente: An update on the scaled span concept for dimensioning surface crown pillars for new o abandoned mine workings.

$$S_c = 3.3 * Q^{0.43} * ((\sinh Q)^{0.0016})$$

$$C_s = S * \sqrt{\frac{\gamma}{T * (1 + S/L) * (1 - 0.4x \cos \theta)}}$$

Dónde:

- Q Índice de calidad tunelero de Barton
- S Luz de pilar
- L Longitud de pilar
- T Espesor de pilar
- γ Gravedad específica del macizo rocoso
- θ Ángulo de las discontinuidades presentes en el pilar

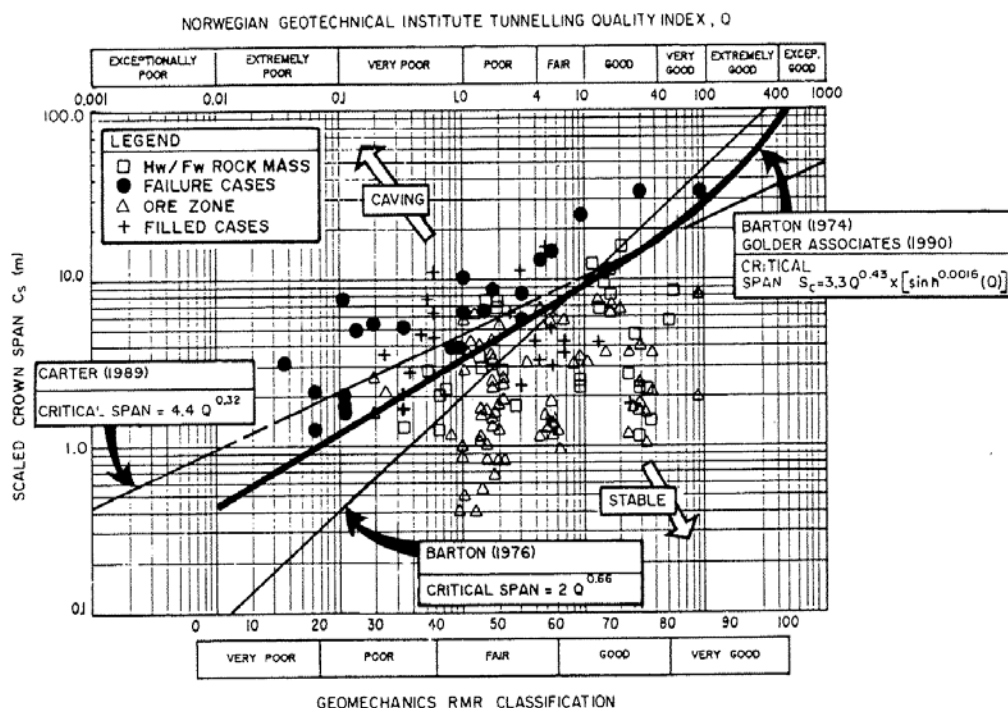


Figura 2.8: Base de datos plotado entre scaled Crown span versus la calidad de la masa rocosa usando los métodos de clasificación Q o RMR.

Fuente: An update on the scaled span concept for dimensioning surface crown pillars for new or abandoned mine workings.

Como parte del dimensionamiento de pilares de rumbo por el método de Carter, se toma en cuenta la tabla que a continuación se presenta (Tabla 7.1), la cual relaciona la clase de pilar a diseñar con su probabilidad de falla y su mínimo factor de seguridad a utilizar, la clase de pilar está determinada por la duración de este en años o simplemente por ser temporal o permanente en sus diferentes grados, los grados definidos en esta tabla son cero efectivo, muy muy corto plazo, muy corto plazo y corto plazo para las clasificaciones temporales y mediano plazo, largo plazo y muy largo plazo para las clasificaciones permanentes.

Class	Probability of failure, %	Minimum factor of safety	Reliability indices		Design guidelines for pillar acceptability			Regulatory position on closure	Operating surveillance required
			β	ESR	Serviceable life of crown pillar Expectancy	Public access	Years		
A	50-100	<1	<0.1	>5	Effectively zero	<0.5	Forbidden	Totally unacceptable	Ineffective
B	20-50	1.0	0.5	3	Very, very short-term (temporary mining purposes only; unacceptable risk of failure for temporary civil tunnel portals)	1.0	Forcibly prevented	Not acceptable	Continuous sophisticated monitoring
C	10-20	1.2	1.0	1.6	Very short-term (quasi-temporary stope crowns; undesirable risk of failure for temporary civil works)	2-5	Actively prevented	High level of concern	Continuous monitoring with instruments
D	5-10	1.5	1.2	1.4	Short-term (semi-temporary crowns, e.g. under non-sensitive mine infrastructure)	5-10	Prevented	Moderate level of concern	Continuous simple monitoring
E	1.5-5	1.8	1.5	1.3	Medium-term (semi-permanent crowns, possibly under structures)	15-20	Discouraged	Low to moderate level of concern	Conscious superficial monitoring
F	0.5-1.5	2	2.5	1	Long-term (quasi-permanent crowns, civil portals, near-surface sewer tunnels)	50-100	Allowed	Of limited concern	Incidental superficial monitoring
G	<0.5	≥ 2	>3	0.8	Very long-term (permanent crowns over civil tunnels)	>100	Free	Of no concern	No monitoring required

ESR, Excavation support ratio.

Tabla 2.1: Comparative significance of Crown pillars failure, Carter and Millar.

Fuente: Crown pillar risk assessment - Cost effective measures for mine closure remediating planning.

Con esto se define la mínima probabilidad de falla, la cual según Carter está relacionada con el factor F_c que es la relación entre el “Maximum Scaled Span” o S_c y el “Scaled Crown Pillar Span” o C_s , en la Figura 7.8, se representa el gráfico de esta relación, El factor F_c es considerado como un factor crudo de seguridad de estabilidad de pilares de corona, puente o de rumbo; o factor de estabilidad de pilares de corona, puente o de rumbo, con lo que F_c lo usaremos como el factor de seguridad para esta metodología de diseño de pilares.

$$P_f = 1 - \operatorname{erf}\left(\frac{2.9 * F_c - 1}{4}\right)$$

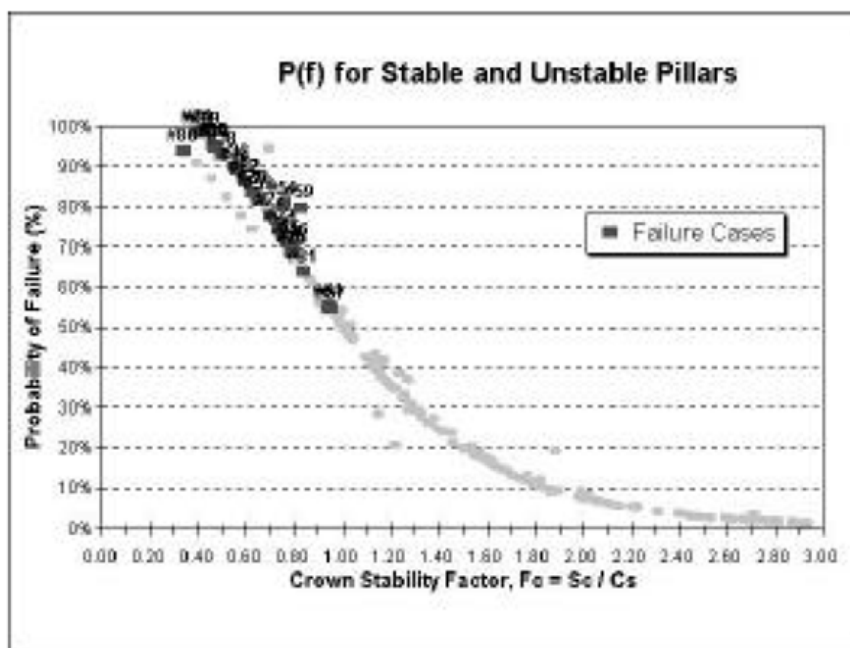


Figura 2.9: Probabilidad de falla de Crown pillars planteado con respecto al ratio F_c .

Fuente: Crown pillar risk assessment - Cost effective measures for mine closure remediating planning.

2.1.2.2.2 Dimensionamiento de pilares de buzamiento

Para dimensionar los pilares de buzamiento, es decir los pilares que van de nivel a nivel entre las unidades de explotación, se empleó el método que consiste en dimensionar pilares inclinados basados en su resistencia, se utilizó el método empírico de Obert y Duvall, la modificación de este para pilares inclinados por Prakash Sheorey en combinación con el método empírico de Lunder y Pakalnis. El factor de seguridad evalúa la resistencia del pilar sobre el campo de esfuerzos que actúan sobre el pilar.

Los dos primeros métodos empíricos mencionados para calcular los esfuerzos inducidos en el pilar, y el tercer método empírico mencionado para calcular la resistencia del pilar y el factor de seguridad apropiado para garantizar la estabilidad de estos.

Utilizando el modelo empírico de Obert y Duvall se estima el campo de esfuerzos inducidos que actúan sobre el pilar, para pilares de costillas, esto se calcula mediante la expresión:

$$\sigma_p = \gamma * Z * \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right)$$

Dónde:

- σ_p Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar
- γ Gravedad específica del macizo rocoso
- Z Altura de la columna litostática
- W_o abertura de cámara
- W_p Ancho de pilar

Aplicando la teoría de Prakash Sheorey para calcular la presión normal de roca en los pilares de costilla en estructuras mineralizadas inclinadas, esta expresión queda modificada a:

$$\sigma_p = \gamma * Z * \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right) * ((\cos \alpha)^2 + m * (\sin \alpha)^2)$$

Dónde:

- σ_p Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar
- γ Gravedad específica del macizo rocoso
- Z Altura de la columna litostática
- W_o abertura de cámara
- W_p Ancho de pilar
- m Es igual a la constante k de los esfuerzos in-situ
- α Angulo de buzamiento de la estructura mineralizada

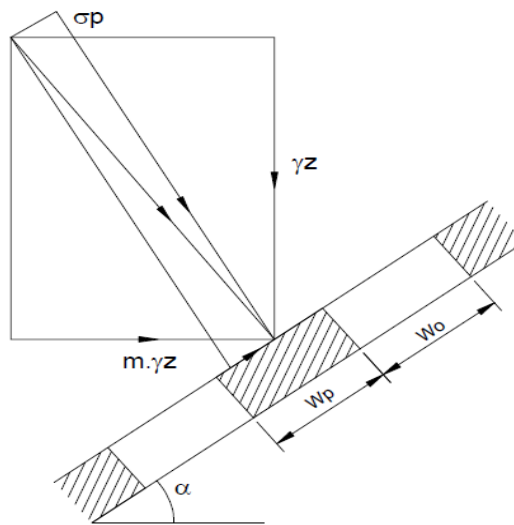


Figura 2.10: Esfuerzos sobre un pilar inclinado, P. Sheorey.

Fuente: Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea.

Para la estimación de la resistencia de los pilares, se ha utilizado el criterio de Lunder y Pakalnis (1997). En base a una gran data de observaciones de comportamientos de pilares en minas canadienses en roca dura, estos autores propusieron un método de estimar la resistencia de los pilares integrando los resultados de la teoría del área tributaria y de un análisis de elementos de borde, lo cual define una fórmula de confinamiento en el pilar, que concilia las expresiones altamente empíricas de resistencia de los pilares con aquellas derivadas de principios más rigurosos, basados en criterios convencionales de resistencia de la roca y el estado de esfuerzos y confinamiento que se desarrollan en un pilar. Según el criterio de Lunder y Pakalnis, la resistencia del pilar depende directamente de su tamaño y forma y de la resistencia de la roca intacta. La fórmula establecida está dada por:

$$S_p = K * UCS * (C_1 + \kappa * C_2)$$

Dónde:

S_p Resistencia del pilar.

UCS Resistencia compresiva uniáxial.

K Factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado en 44%.

C_1 y C_2 Constantes empíricas de la masa rocosa, cuyos valores determinados son 0.68 y 0.52 respectivamente.

K Término de fricción del pilar.

$$\kappa = \tan \left[\cos^{-1} \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

Dónde:

C_{pav} Confinamiento medio del pilar

El confinamiento medio del pilar se define como la relación entre el esfuerzo promedio principal menor y el esfuerzo promedio principal mayor a la mitad de la altura del pilar.

El confinamiento medio del pilar se estima con la siguiente formula:

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

Dónde:

W_p Ancho de pilar

h_p Altura de pilar

Lunder y Pakalnis proponen que los pilares con $F_s < 1.0$ presentan un fallamiento mayor (colapso), mientras que los pilares con $F_s > 1.4$ no presentan daño. El rango que abarca los valores $1.0 < F_s < 1.4$, corresponde a pilares que presentan condiciones de inestabilidad local, con activación de fenómenos de spalling y slabbing (lajamientos) sin presentar un fallamiento mayor.

En base a estos antecedentes y considerando como Factor de Seguridad un valor mínimo aceptable de 1.1, se realiza el dimensionamiento de los pilares.

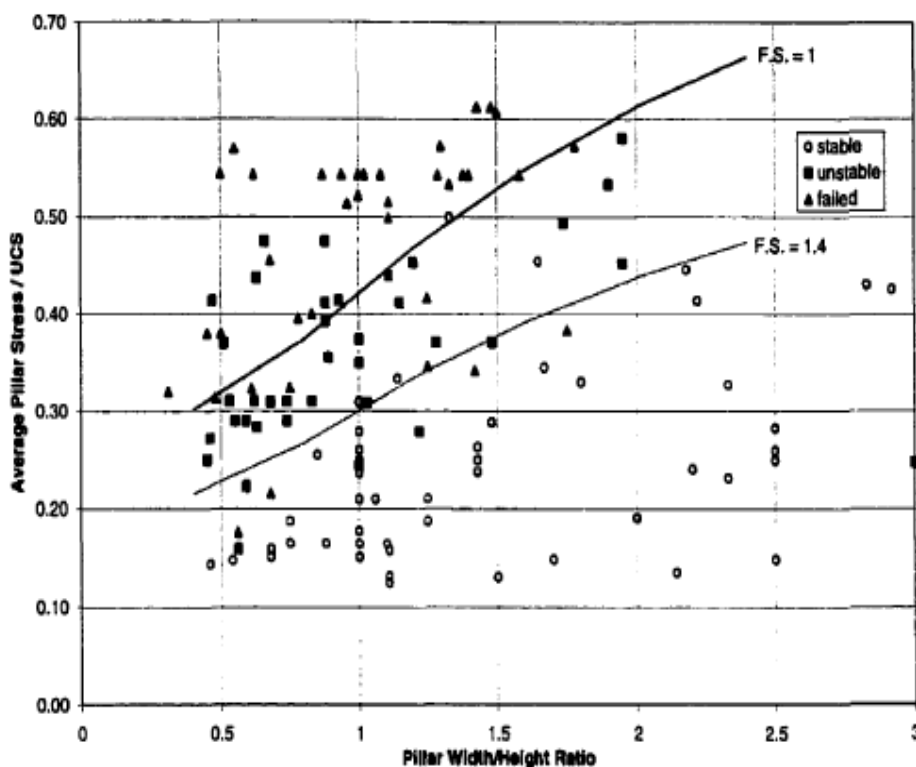


Figura 2.11: Resistencia del pilar en función de la resistencia compresiva uniaxial versus la relación ancho/alto del pilar, Lunder y Pakalnis (1997).

Fuente: Empirical Design Methods - UBC Geomechanics.

2.1.2.3 Dimensionamiento de las geometrías del método de minado

El dimensionamiento de las geometrías del método de minado abarca la distancia mínima efectiva entre el By pass y la zona de explotación, la distancia mínima efectiva del nivel inferior y el superior y la distancia mínima efectiva entre los draw points.

2.1.2.3.1 Dimensionamiento de la distancia mínima efectiva del by pass y la zona de explotación

El dimensionamiento de la distancia mínima efectiva del By pass y la zona de explotación, se realiza con el análisis de las condiciones y/o restricciones operacionales y el análisis de esfuerzos y deformaciones a través del programa geotécnico Phases2.

2.1.2.3.2 Dimensionamiento de la distancia mínima efectiva del nivel inferior y el nivel superior

El dimensionamiento de la distancia mínima efectiva del nivel superior y el nivel inferior, ya tiene una aproximación muy certera con el dimensionamiento de las unidades de explotación y el dimensionamiento de los pilares de rumbo, pero estas se tienen que comparar con el análisis de las condiciones y restricciones operaciones.

2.1.2.3.3 Dimensionamiento de la distancia mínima efectiva entre los draw points de explotación

El dimensionamiento de la distancia mínima efectiva entre los draw points de explotación se realiza con el análisis de las condiciones y/o restricciones operacionales, con el método empírico de la carga tributaria para el dimensionamiento de los pilares que se forman en ese punto, así como con el análisis de esfuerzos y deformaciones a través del programa geotécnico Phases2.

2.1.3 Modelamiento y análisis de esfuerzos y deformaciones

Para complementar los cálculos empíricos de los pilares, las unidades de explotación y las geometrías del método de minado, se realiza el análisis de esfuerzos y deformaciones a través del programa geotécnico de elementos finitos en 2D, Phases2, El cual permite realizar análisis para calcular los campos de desplazamiento y de esfuerzos en el entorno de una excavación subterránea, teniendo en cuenta la secuencia de explotación. Estas configuraciones serán evaluadas, considerando los criterios de diseño, que consisten en formar unidades de explotación autosoportadas y estables para el método de minado.

2.2 Diseño operacional del método de minado sub level stoping (vetas y cuerpos)

2.2.1 Aspectos generales

Se tiene por finalidad proveer una metodología práctica de diseño operacional para la explotación subterránea por el método de minado sub level stoping con aplicación de criterios empíricos y numéricos, cuya finalidad es de optimizar las

dimensiones de las excavaciones, labores y operaciones unitarias, en relación al método de minado y a las condiciones operacionales, así mismo mantener la dinámica en la operación. Se debe mencionar que la aplicación de un adecuado dimensionamiento operacional del método de minado por sub level stoping, permite alcanzar una alta productividad a bajos costos de explotación y con alto grado de seguridad.

2.2.2 Estimación de la dilución y el ancho de minado

O' Hara en 1980 estimó la dilución de minas subterráneas a partir del buzamiento y la potencia de la estructura mineralizada. El valor de la dilución expresa el porcentaje de estéril en el mineral extraído, para condiciones medias de resistencia de la roca encajonante, en relación con el método de minado seleccionado. La expresión para el cálculo de la dilución según O' Hara es:

$$D(\%) = \frac{K}{W^{0.5} * \sin \theta}$$

Dónde:

D (%) Dilución estimada en porcentaje

K Constante de O' Hara que depende del método de minado.

W Potencia de la estructura mineralizada.

θ Buzamiento de la estructura mineralizada.

Tabla 2.2: Constantes de O' Hara para diferentes métodos de minado.

MINING METHOD	K
ROOM AND PILLAR	39
SUBLEVEL STOPING	50
CUT AND FILL MINING	25
SHRINKAGE STOPING	33

Fuente: Explotación subterránea métodos y casos prácticos.

Para la estimación del ancho de minado se utilizara la definición ampliamente conocida:

$$D(\%) = \frac{X}{X + W}$$

Dónde:

D (%) Dilución estimada en porcentaje.

X Longitud de material contaminante.

W Potencia de la estructura mineralizada.

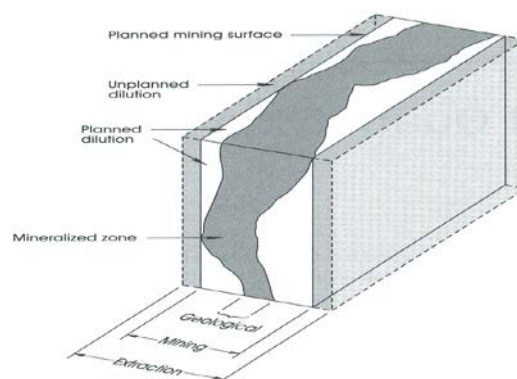


Figura 2.12: Esquematación de la dilución planeada y no planeada.

Fuente: Underground mining methods handbook.

2.2.3 Estimación del ritmo de producción del tajo

El ritmo de producción de la mina se define básicamente del tonelaje de reservas, de las leyes promedio de estas y del costo de minado del método elegido.

Después de haber estimado el ritmo de producción global y los métodos de minado apropiados para el tipo de yacimiento, se procede a definir el ritmo de producción del tajo a diseñar, esto será una estimación a partir del ancho de minado estimado y la tabla de producción para los diferentes métodos de minado que a continuación se presenta, esta estimación de se realizara con mucho juicio experto, donde se tomara como base del criterio el ancho de minado estimado, siendo así se puede definir que para los anchos de minado en el rango de 1.0m a 3.0m se tomara el rango de valores de productividad normal y para anchos de minado en el rango 3.0m a mas se tomara el rango de valores de productividad alta, donde los valores inferior y

superior del rango del ancho de minado coincide con los valores inferior y superior del rango de la productividad.

Con este criterio como base y con el juicio experto en este tema se define el ritmo de producción del tajo a diseñar, esta primera estimación del ritmo de producción variara cuando se termine el diseño total del método de minado.

Tabla 2.3: Productividad de los métodos de minado.

PRODUCTIVIDAD DE LOS METODOS DE MINADO

MINING METHOD	Tons - per - manshift		Tons - per - month	
	Ratio		Ratio	
	Normal	High	Normal	High
ROOM AND PILLAR	30 - 50	50 - 70	6,000 - 10,000	9,000 - 25,000
SUBLEVEL CAVING	20 - 40	40 - 50	9,000 - 15,000	13,000 - 23,000
BLOCK CAVING	15 - 40	40 - 50	8,000 - 15,000	13,000 - 23,000
SUBLEVEL STOPING	15 - 30	30 - 40	4,000 - 9,000	6,000 - 23,000
CUT AND FILL MINING	10 - 20	30 - 40	500 - 12,000	1,300 - 15,000
SHRINKAGE STOPING	5 - 10	10 - 15	400 - 500	800 - 900
OPEN STOPE	5 - 10	10 - 15	500 - 800	1,100 - 1,300
SQUARE SET MINING	1 - 3	-	200 - 300	400 - 500

Fuente: Elaboración propia.

2.2.4 Diseño de la geometría y sistemas del método de minado sub level stoping

La geometría del método de minado sub level stoping es ampliamente conocido, pero en la práctica pueden presentarse variaciones, estas variaciones también consideran los principios básicos de diseño que se están revisando.

Los sistemas del método de minado sub level stoping también son ampliamente conocidos, estos están mayormente direccionados a sistemas mecanizados, en la práctica se presentan muchas variaciones que están acordes a los conceptos de diseño de estos.

Las labores de preparación y desarrollo incluyen todas las labores que a continuación se numeran:

1. Accesos a niveles principales y secundarios
2. Nivel de extracción y transporte

- Labores de transporte primario
 - Labores de transporte secundario
 - By pass de extracción
 - Cruceros de extracción
 - Galería de explotación-recolección
3. Nivel de Perforación-voladura
- Accesos a subniveles de perforación-voladura
 - Subniveles de perforación-voladura
 - Galería base de perforación-voladura
 - Slot o chimeneas de cara libre
4. Otros
- Ore pass
 - Waste pass
 - Piques
 - Chimeneas de ventilación y servicios
 - Cámaras de voladura secundaria
 - Chimeneas de relleno.

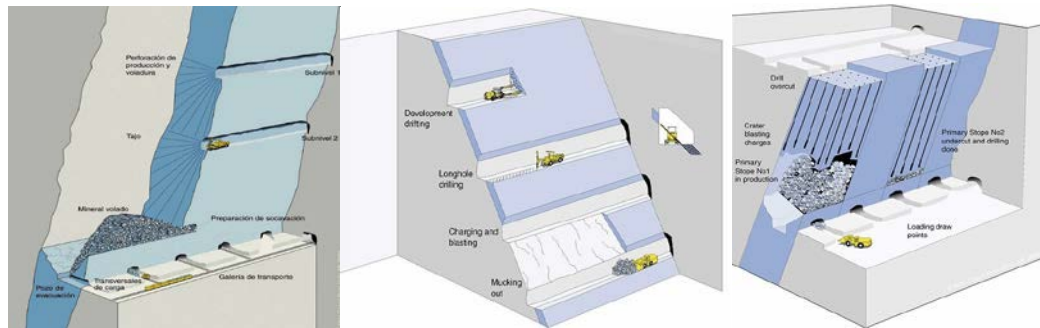


Figura 2.13: Diferentes geometrías y sistemas del método de minado sub level stoping.

Fuente: Explotación subterránea métodos y casos prácticos.

2.2.4.1 Diseño del nivel de extracción del método de minado sub level stoping (Base de la geometría del método de minado)

El diseño del nivel de extracción del método de minado sub level stoping, se define tomando en cuenta los factores que a continuación se enumeran:

- Dimensionamiento de las labores de preparación y desarrollo del nivel de extracción.
- Estimación de la longitud de Tajo.
- Estimación de la distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción.
- Estimación de la distancia entre los puntos de extracción (Drawpoints).
- Estimación de la longitud de los cruceros de extracción.
- Determinación de la orientación de los cruceros de extracción.
- Calculo del grado de sustentación del nivel de extracción.
- Estimación de la producción de cada punto de extracción.
- Armonía en el diseño.
- Capacidad de extracción (selección de equipos y estimación de flota).
- Capacidad de reducción secundaria.

- Minimizar desarrollos.
- Seguridad.

Todos estos factores se detallan a continuación:

2.2.4.1.1 Dimensionamiento de las labores de preparación y desarrollo del nivel de extracción

Las labores de preparación y desarrollo que son parte del nivel de extracción, son:

- Cruceros de extracción
- By pass de extracción
- Galería de explotación-recolección
- Accesos a niveles de extracción y subniveles de perforación (rampas)

Para el dimensionamiento de estas labores se tomara en cuenta el objetivo de su ejecución, si la labor se ejecutara sobre la estructura mineralizada o fuera de esta, que equipos transitaran o trabajaran en estas, disposiciones de seguridad y aspectos ambientales.

Para este dimensionamiento es necesario conocer las dimensiones de los diferentes equipos durante su operación o traslado, se presenta el siguiente cuadro resumen que nos puede ayudar en esto:

Tabla 2.4: Dimensiones de los equipos LHD de diferentes capacidades.

Equipo	Capacidad		Dimensiones de operación			Dimensiones de traslado			Radios de giro		
	m3	Yd3	Alto	Ancho	Longitud	Alto	Ancho	Longitud	Interno	Externo	Minimo
LHD	0.76	1.0	1.9	1.2	5.6	1.9	1.2	5.6	1.8	3.5	2.5
	1.14	1.5	1.9	1.4	6.3	1.9	1.4	6.3	1.8	3.9	2.5
	1.67	2.2	1.9	1.6	6.8	1.9	1.6	6.8	2.7	4.6	3.0
	1.90	2.5	2.0	1.7	7.2	2.0	1.7	7.2	2.9	5.1	3.5
	2.66	3.5	2.3	2.2	7.6	2.3	2.2	7.6	2.8	5.4	3.5
	3.04	4.0	2.2	2.2	9.1	2.2	2.2	9.1	2.9	5.7	3.5
	4.56	6.0	2.4	2.7	9.7	2.4	2.7	9.7	3.3	6.6	4.0
	6.84	9.0	2.9	3.2	11.3	2.9	3.2	11.3	3.4	7.3	4.0
	9.88	13.0	3.0	3.2	12.0	3.0	3.2	12.0	3.6	7.8	4.5

Fuente: Elaboración propia.

Para la galería de explotación-recolección, se sabe que esta servirá para perforación (ingresara el equipo de perforación de producción), el almacenamiento y extracción del mineral fragmentado (ingresara el equipo LHD para la extracción) y que adicionalmente a esto que durante su desarrollo se extraiga la máxima cantidad de mineral.

Con estas restricciones se buscara la mejor solución para esta siguiendo el procedimiento que a continuación se detalla:

1. Determinar la geometría de la sección transversal, es decir la forma de la labor que depende de la geomecánica del macizo rocoso, esto para minimizar los trabajos de sostenimiento, la sección transversal típica en minería es la de herradura.
2. Se determinara las dimensiones de la sección transversal o el área de la sección, relacionando la altura con el ancho en función al buzamiento y la potencia de la estructura mineralizada. Con esto se confeccionara un tabla donde se aprecien las diferentes toneladas de desmonte y mineral por metro lineal excavado

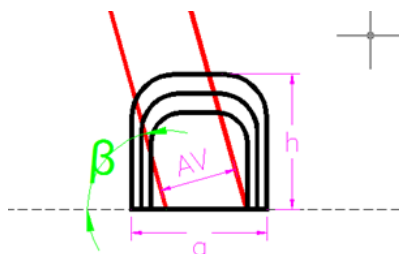


Figura 2.14: Diferentes secciones transversales de la galería, se aprecia la variación de la relación desmonte/mineral por la variación de las secciones.

Fuente: Elaboración propia.

A continuación se presenta el cuadro donde se plasmaran los datos estimados para su análisis:

Tabla 2.5: cuadro estándar para el análisis del ratio desmante mineral generado por la labor.

Parametros	Secciones					
	1	2	3	4	5	6
Ancho						
Alto						
Seccion						
Ton desm						
Ton min						
ton desm/ton min						

Fuente: Elaboración propia.

3. Estimar y/o determinar la gradiente, que en el sistema de mecanización debe estar encima de 1.0% para facilitar el flujo libre y drenaje del agua de las filtraciones y el relleno hidráulico, en la práctica frecuentemente las gradientes se determinan en función a las cotas de los puntos de comunicación de una galería a otra.
4. Calcular o determinar los radios de curvatura mínimos, el mínimo radio de curvatura se determina en función del equipo que transitará, estos radios de curvatura se especifican en los catálogos del equipo, pero se debe de dar un margen entre 0.5m a 1.0m a juicio experto del diseñador. Se debe de considerar que a mayor radio de curvatura el equipo se puede mover con mayor velocidad.
5. Se ubicara en sección transversal las líneas de servicio de agua industrial, aire comprimido y energía eléctrica, manga o ducto de ventilación y relleno hidráulico.
6. La longitud de la galería la determinara la longitud de tajo.
7. Por ultimo con todas estas restricciones se escogerá la sección más adecuada para la galería.

Para el by pass y cruceros de extracción, se sabe que estas labores servirán para extracción del mineral fragmentado (ingresara el equipos LHD para la extracción) y estarán fuera de la estructura mineralizada, adicionalmente a esto se debe de generar la mínima cantidad de desmante y el sostenimiento adecuado de las labores.

Con estas restricciones se buscara la mejor solución para esta, siguiendo el procedimiento que a continuación se detalla:

1. Se determinara el rumbo a seguir en un plano en un plano en donde se encuentren las galerías y/o estructuras mineralizadas, en este plano se trazaran el eje de los cruceros y del by pass de extracción.
2. Se calculara y determinara las dimensiones de las secciones transversales de los cruceros y del by pass de extracción, ya no es necesario hacer un análisis como en el caso de las galerías, la selección de las dimensiones se efectuara en base al objetivo de su ejecución y las dimensiones de los equipos que transitaran y/u operaran en estas labores.
3. Estimar y/o determinar la gradiente, que en el sistema de mecanización debe estar encima de 1.0% para facilitar el flujo libre y drenaje del agua de las filtraciones y el relleno hidráulico, en la práctica frecuentemente las gradientes se determinan en función a las cotas de los puntos de comunicación de una galería a otra.
4. Calcular o determinar los radios de curvatura mínimos, el mínimo radio de curvatura se determina en función del equipo que transitara y/u operara, estos radios de curvatura se especifican en los catálogos del equipo, pero se debe de dar un margen entre 0.5m a 1.0m a juicio experto del diseñador. Se debe de considerar que a mayor radio de curvatura el equipo se puede mover con mayor velocidad. Para el caso de los cruceros de extracción se debe considerar un ángulo respecto del By pass este ángulo puede variar dentro del rango de 70° a 90° y este ángulo influye en la productividad de los equipos de extracción.
5. Se ubicara en sección transversal las líneas de servicio de agua industrial, aire comprimido y energía eléctrica, manga o ducto de ventilación y relleno hidráulico.
6. La longitud del by pass la determinara la longitud de tajo, la longitud de los cruceros de extracción se estimara de acuerdo al procedimiento que más adelante se detalla.
7. Por ultimo con todas estas restricciones se escogerá la sección más adecuada para los cruceros y el by pass de extracción.

Para el diseño de las rampas de acceso a los subniveles de perforación, se tomara en cuenta el objetivo de su ejecución, los equipos que transitaran sobre esta, las cotas a donde se desea llegar y/o ingresar, los pilares a las labores adyacentes y la geomecánica del macizo rocoso circundante.

El diseño de rampas requiere de conocimiento de geometría, trigonometría, física y otras disciplinas teóricas, además del conocimiento práctico y la experiencia del diseñador complementan para ejecutar un diseño óptimo y acertado.

Se debe tener en cuenta que las rampas deben de tener chimeneas en el eje de las rampas o adyacentes a esta, con el fin de que sirva de chimenea de servicios de agua industrial, aire comprimido, energía eléctrica y ventilación.

Las rampas deben tener la menor longitud, la gradiente debe ser adecuada para los equipos que transitaran sobre esta, los radios de curvatura deben ser los adecuados para el transito eficiente de los equipos, la sección transversal de esta debe ser la adecuada para el equipo más grande que transitara sobre esta y minimizar el sostenimiento de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso.

Para la rampa de acceso a los subniveles de perforación, se sabe que esta servirá para el tránsito de los equipos de perforación básicamente y estará fuera de la estructura mineralizada, adicionalmente a esto se debe generar la mínima cantidad de desmonte y el sostenimiento adecuado de esta para que dure todo el tiempo de la explotación del tajo como mínimo.

Con estas restricciones se buscara la mejor solución para esta, siguiendo el procedimiento que a continuación se detalla:

1. Se debe preparar un juego de planos topográficos de cada uno de los niveles, en los que deben encontrarse los mapeos geológicos al detalle, así como la sección longitudinal y secciones transversales de la estructura mineralizada a explotar.
2. En los plano previamente se deben de bloquear o apanelar los futuros tajos según el método de minado seleccionado.

3. En los planos longitudinales de debe hacer un primer bosquejo de la rampa o rampas que se ejecutaran, con sus chimeneas para servicios y ventilación, se debe considerar que cada tajeo o grupo de tajos deben tener rampas de acceso, esto dependerá de la longitud de los tajos y la longitud de los tajos depende de los equipos, método de minado y los costos.
4. Se efectuaran cálculos para determinar la longitud total de la rampa con diferentes gradientes. La gradiente máxima que se debe considerar será la máxima gradiente donde los equipos que transitaran sobre esta, tengan un desempeño adecuado de tránsito.
5. Se determinaran los radios de curvatura mínimos, de acuerdo o en función de los equipos que transitaran, las dimensiones de la labor, los pilares a las labores adyacentes y la geometría del depósito mineralizado.
6. Se determinara el eje de la trayectoria de la rampa en función de la forma o geometría de la estructura mineralizada, la geomecánica de la estructura mineralizada y la roca circundante, los pilares a las labores adyacentes y el método de minado para definir los accesos. El tipo preliminar de la rampa también se determinara en este paso, existen varios tipos de rampa y se debe manejar que ventajas y desventajas tienen cada una de estos tipos. El tipo de rampa también depende de los parámetros mencionados para definir el eje de la trayectoria.
7. Se determinaran las distancias en proyección horizontal, tanto de los tramos rectos como de los tramos de curva del eje de trayectoria de la rampa, con esto podemos trazar las líneas preliminares en planta y sección longitudinal y corregir estas, si es necesario.
8. Se determinara las proyecciones de las curvas de la rampa en el plano en planta para verificar que los radios internos de las curvas de la rampa para verificar que estos cumplan con los radios de curvatura mínimos de los equipos, también se proyectaran las curvas de la rampa en el plano longitudinal.
9. Se verificaran las dimensiones de los pilares a las labores adyacentes y estructuras mineralizadas.

10. Se calculara la altura de los pasos, que se recomiendan deben ser constantes o cercanos y cuyo número de pasos debe guardar relación con los niveles o subniveles donde se entrara.
11. Se ubicaran las chimeneas de servicios y/o ventilación, después de dibujar la rampa en el plano en planta, sección longitudinal y secciones transversales, se ubicaran las chimeneas que deberán estar en el centro o adyacente a esta.
12. Se ubicaran y dibujaran los accesos a partir de la rampa, de preferencia desde los tramos rectos.

2.2.4.1.2 Estimación de la longitud del tajo

La estimación de la longitud del tajo depende la productividad que se espera de los equipos LHD de extracción, con respecto a la ubicación del echadero, cámara de carguío y/o cámara de almacenamiento.

También esta previamente limitada por el dimensionamiento geomecánico del método de minado que se revisó en el acápite anterior.

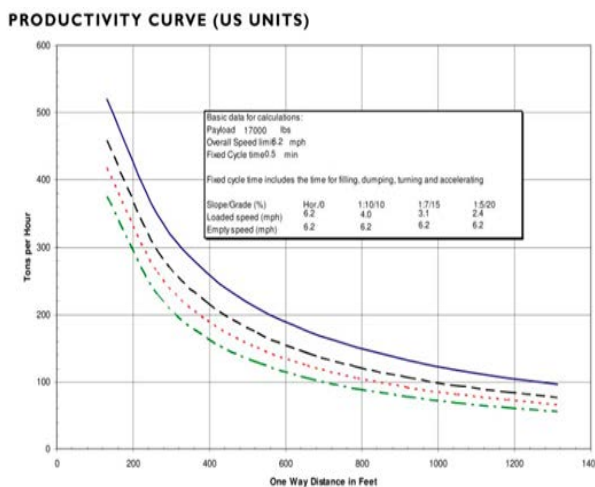


Figura 2.15: Curvas de productividad de los equipos LHD de extracción.

Fuente: Manual de equipos Sandvick.

Para estimar la longitud del tajo se debe de realizar un balance entre la productividad de los equipos LHD de extracción de diferentes capacidades y su

distancia de recorrido para la producción requerida, donde la distancia de recorrido de estos estará definida por:

$$D_r = D_{Bp-op} + n * D_{pu\ ext} + L_{Cx\ ext} + 0.5 * D_{pu\ ext}$$

Dónde:

D_r	Distancia de recorrido de los equipos LHD.
D_{Bp-op}	Distancia del By pass al echadero, cámara de carguío. y/o cámara de acumulación más cercana.
$D_{pu\ ext}$	Distancia entre los puntos de extracción.
$L_{Cx\ ext}$	Longitud del crucero de extracción.
N	Número entero.

Después de determinar el valor de “n” para una productividad adecuada y/o requerida del equipo, se estimara la longitud del tajo con la expresión siguiente:

$$L_{Tajo} = (2 * n + 1) * D_{pu\ ext}$$

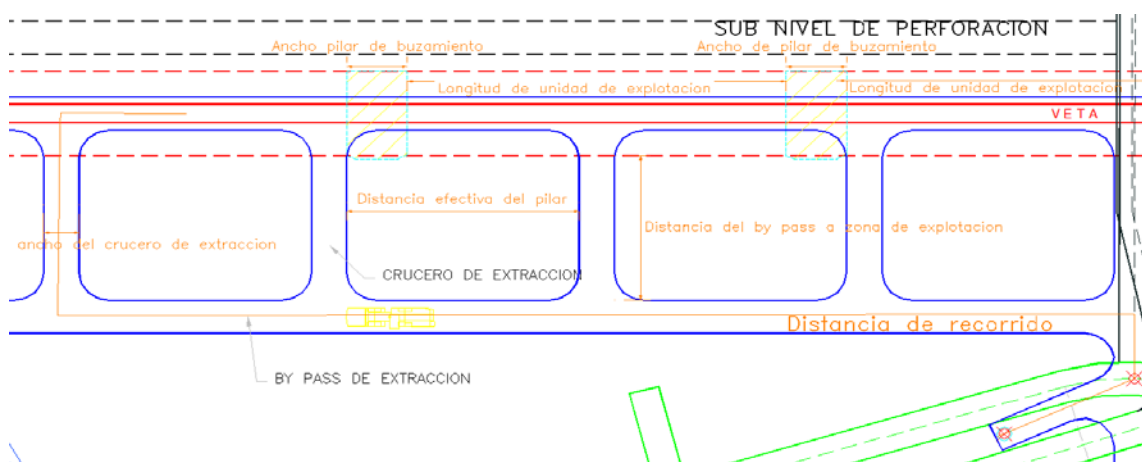


Figura 2.16: Representación de la distancia de recorrido del equipo LHD de extracción.

Fuente: Elaboración propia.

Esta longitud de tajo, se tomara como la longitud máxima del tajo y con esta longitud se realizara una distribución geométrica en el plano longitudinal, de las

aberturas de las unidades de explotación y los anchos de los pilares de buzamiento para determinar la longitud más adecuada del tajo, la idea es que en la longitud máxima del tajo, alcancen un número entero de longitudes de unidades de explotación y anchos de pilares de buzamiento.

Con lo que se cumplirá la expresión:

$$L_{Tajo} \geq n * L_{ue} + n * W_p$$

Dónde:

L_{Tajo} Longitud de Tajo

L_{ue} Longitud de la unidad de explotación

W_p Ancho del pilar de buzamiento

n Número entero

Esto necesitara mucho criterio y/o juicio experto, además de un equipo multidisciplinario.

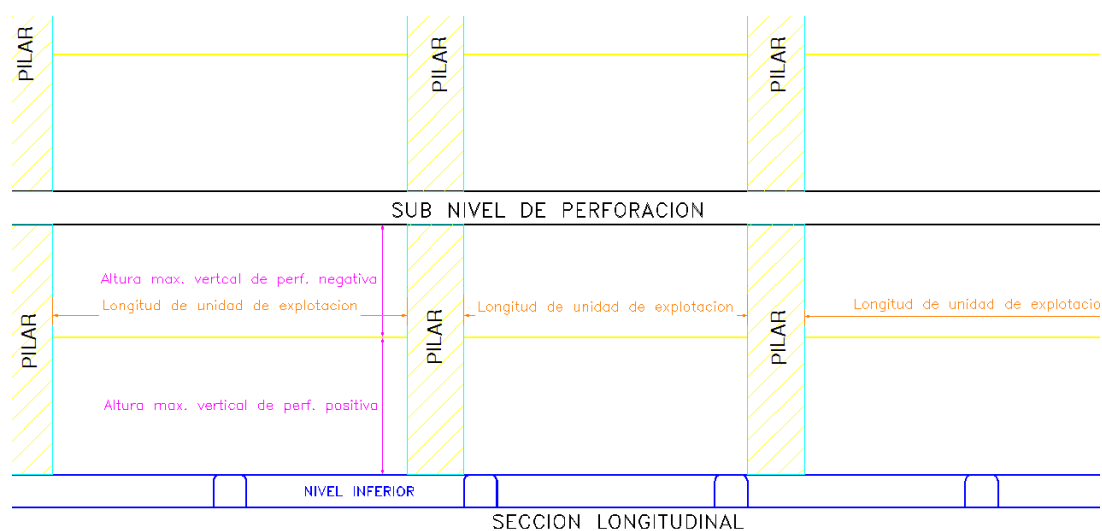


Figura 2.17: Estimación de la longitud de Tajo.

Fuente: Elaboración propia.

2.2.4.1.3 Estimación de la distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción

La distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción depende de la estabilidad del pilar, esto se analizó en el capítulo V.

Este pilar será de forma rectangular o romboidal, dependiendo del ángulo de los cruceros respecto del by pass de extracción, el ancho y la longitud de este pilar está definido por:

$$W_p = L_{Cx\ ext}$$

$$L_p = D_{pu\ ext} - (a_{Cx\ ext} / \sin \theta)$$

Dónde:

W_p	Ancho de pilar
L_p	Longitud de pilar
$L_{Cx\ ext}$	Longitud del crucero de extracción
$D_{pu\ ext}$	Distancia entre puntos de extracción
$a_{Cx\ ext}$	Ancho del crucero de extracción.
θ	Angulo del crucero de extracción respecto del By pass.

El ancho efectivo del pilar se estimara con la expresión siguiente:

$$W_p^e = \frac{2 * W_p * L_p}{(W_p + L_p)}$$

Dónde:

W_p^e	Ancho efectivo del pilar
---------	--------------------------

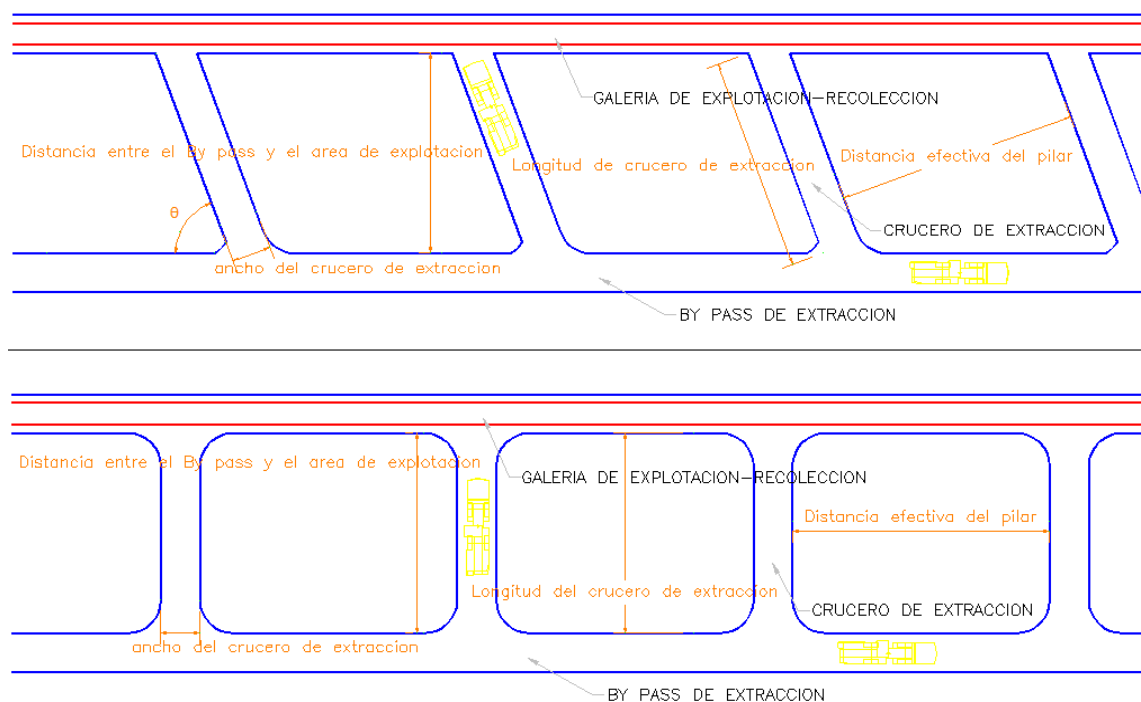


Figura 2.18: Distancias efectivas del pilar entre los puntos de extracción para cruceros de extracción inclinados y perpendiculares al By pass de extracción.

Fuente: Elaboración propia.

La distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción para el método de minado, para cualquier ángulo de inclinación de los cruceros respecto del By pass de extracción, está definido por la longitud del pilar o L_p .

La distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción, es la longitud perpendicular entre los hastiales de dos cruceros de extracción continuos, esta distancia se define teniendo en cuenta la estabilidad de la roca, entre estos dos cruceros, antes durante y después de la explotación, pues todas las perturbaciones del terreno afectaran directamente a estos cruceros (vibraciones inducidas, inestabilidad por fricción de la carga de mineral, inestabilidad de la abertura, etc.).

Tenemos que tener presente que mientras la distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción aumente con el fin de cuidar la estabilidad, el número de puntos de extracción disminuye y tener menos puntos de extracción desfavorece la

recuperación del mineral, debe realizarse un balance entre estos parámetros para estimar la distancia más apropiada.

2.2.4.1.4 Estimación de la distancia entre los puntos de extracción

La distancia entre los puntos de extracción, es la longitud entre los ejes de dos cruceros de extracción continuos, esta distancia se define teniendo en cuenta el ancho de minado en la galería de explotación-recolección y la distancia de cobertura de los telemandos de los equipos de extracción.

El ancho de minado en la galería de explotación-recolección toma mayor relevancia cuando se explotan cuerpos mineralizados, o la geometría del método de minado realiza aberturas muy anchas en la zona de explotación del nivel de extracción.

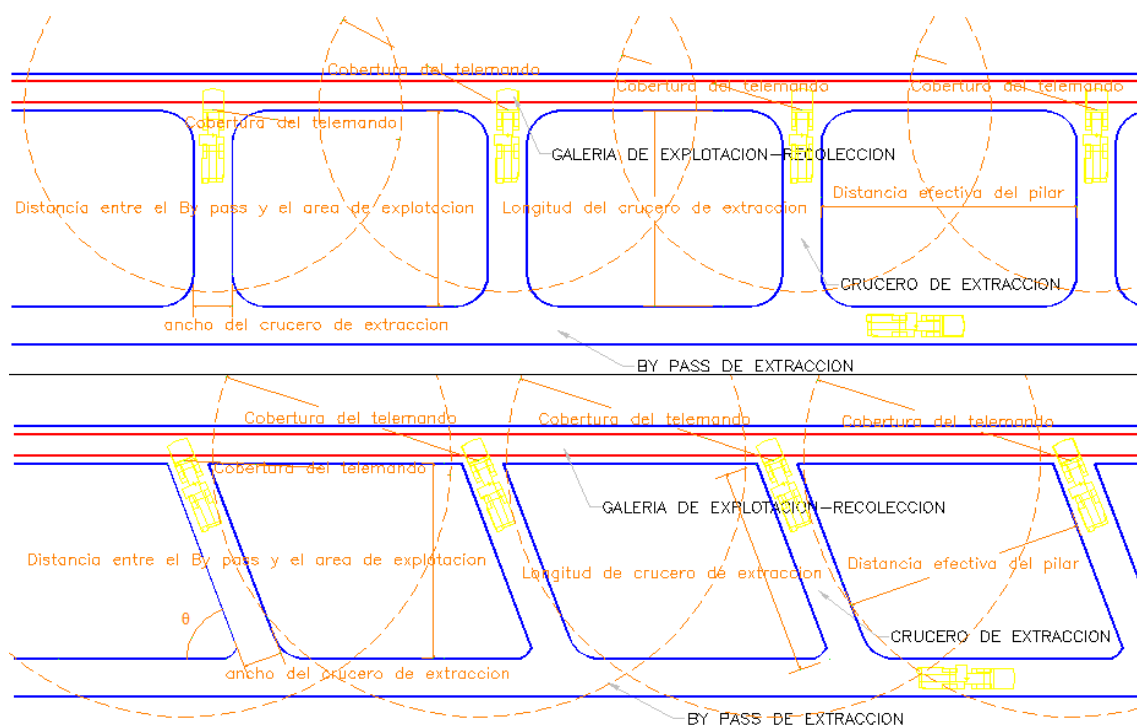


Figura 2.19: Influencia de la cobertura del telemando del equipo de extracción en la estimación de la distancia de los puntos de extracción.

Fuente: Elaboración propia.

La distancia entre los puntos de extracción, nos determina cuantos puntos de extracción existirán en un área de explotación, como se mencionó líneas anteriores

tener muchos puntos de extracción puede incrementar la recuperación, pero a la vez puede afectar de manera negativa a la estabilidad, además de incrementar el costo del desarrollo del nivel de extracción del método de minado, por otro lado tener pocos puntos de extracción mejorara la estabilidad del nivel de extracción, pero disminuirá la recuperación del mineral y por ende incrementara el nivel de pérdidas de mineral, adicionalmente a esto el costo de desarrollo del nivel de extracción será menor por tener menos labores a ejecutar y menos área excavada.

La distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción, se puede estimar con la expresión:

$$D_{pu\ ext} = \frac{D_p^e}{\sin \theta} + \frac{a_{Cx\ ext}}{\sin \theta}$$

Dónde:

$D_{pu\ ext}$	Distancia entre los puntos de extracción.
D_p^e	Distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción.
$A_{Cx\ ext}$	Ancho del crucero de extracción.
Θ	Angulo del crucero de extracción respecto del By pass.

2.2.4.1.5 Estimación de la longitud de los cruceros de extracción

Los cruceros de extracción sirven para cargar el mineral en forma segura.

El diseño de estos se determina teniendo en cuenta las dimensiones del equipo de acarreo (largo, ancho y altura), además de tener en cuenta la estabilidad de estas, ya que tienen que diseñarse para durar toda la vida del tajo, se debe tomar en cuenta la distancia del by pass de extracción al área de explotación, ya que las perturbaciones de la explotación afectaran directamente al by pass y a los cruceros de extracción.

Para determinar la sección de los cruceros de extracción se debe considerar el ritmo de producción estimado, lo cual esta íntegramente ligado a las dimensiones del

equipo de acarreo, con estas dimensiones del equipo se define la sección de los cruceros de extracción.

La distancia del By pass de extracción al área de explotación por condiciones geomecánicas se revisó en el acápite anterior.

Una vez definida la sección de los cruceros de extracción, se debe estimar la longitud de los cruceros de extracción.

El crucero de extracción, es una excavación horizontal construida desde el By pass de extracción para acceder al punto de carguío (donde se encuentra el mineral fracturado). Esta excavación permite el acceso seguro a dicho punto y según las condiciones de diseño y operación se tendrán uno o más cruceros dispuestos para garantizar la extracción de la mayor cantidad posible de mineral fracturado y a la vez mantener la estabilidad de la explotación. Su diseño y construcción dependerá de la producción que se requiera en la explotación y de los equipos para la extracción.

La longitud del crucero de extracción debe cumplir; con que el equipo quede completo y recto en su interior cuando se realiza la operación de carguío, con el fin de aprovechar como corresponde la potencia del equipo sin dañar sus componentes. La longitud total debe considerar el espacio que ocupa el material fracturado dentro del crucero de extracción, por lo general se manejan valores de 12m a 22 m.

Para estimar la longitud del crucero de extracción considerando todas las variables mencionadas anteriormente se utilizara la expresión:

$$L_{Cx\ ext} = L_T + L_S + L_E + L_H + L_I$$

Dónde:

$L_{Cx\ ext}$	Longitud del crucero de extracción
L_T	Longitud cubierta por el talud del mineral fracturado
L_S	Longitud de desgaste de visera
L_E	Longitud del equipo de extracción

L_H	Longitud de holgura
L_I	Longitud de impulso del equipo de extracción.

La longitud cubierta por el mineral fracturado, se estima con la expresión:

$$L_T = \frac{h_{Cx\ ext}}{\tan \alpha}$$

Dónde:

L_T	Longitud cubierta por el mineral fracturado
$h_{Cx\ ext}$	Altura del crucero de extracción.
A	Angulo de reposo del mineral fracturado, [35°; 40°].

La longitud de desgaste de visera, se puede determinar de las características del macizo rocoso, pero de manera práctica varia dentro del rango de [1.0m; 2.0m]. Si queremos evitar el colapso de la visera, debemos fortificarla y/o sostenerla, lo cual trae consigo un costo asociado a la fortificación y/o sostenimiento, pero a la vez nos disminuye el costo de desarrollo y nos da mayor flexibilidad en el diseño.

La longitud del equipo de extracción depende de la capacidad del equipo que se utilice para esta actividad.

La longitud de holgura para los cruceros de extracción, dependen mucho del juicio experto del diseñador, y esta varia dentro del rango de [1.0m; 2.0m].

La longitud de impulso del equipo de extracción, para que el equipo desarrolle de manera eficiente la actividad de carga esta especificada en los catálogos de estos y esta varia dentro del rango de [0.5m; 2.0m].

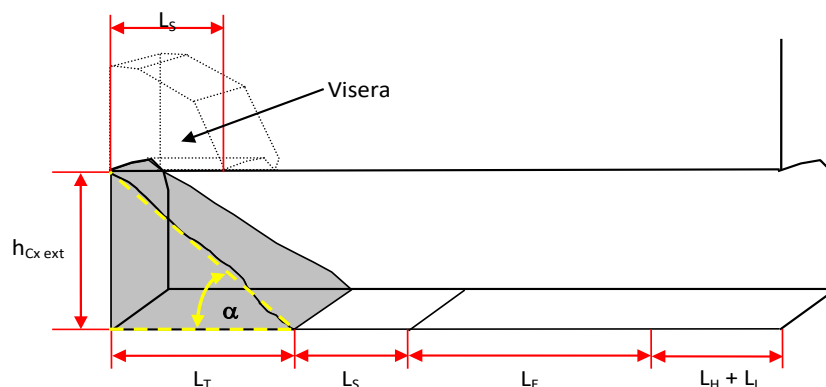


Figura 2.20: Estimación de la longitud del crucero de extracción.

Fuente: Diseño subterráneo – Universidad de Chile.

2.2.4.1.6 Determinación de la orientación de los cruceros de extracción

En función de la distribución de los esfuerzos se puede definir la orientación de la explotación y con ello la disposición y orientación de los puntos de extracción, con el fin de garantizar la estabilidad de las labores. Además se debe considerar el sentido del transporte.

Adicionalmente a esto se debe de considerar que el ángulo del Crucero respecto al By pass de transporte, aumentara la velocidad de desplazamiento del equipo de extracción y por ende afecta de manera positiva a la productividad de estos equipos, pero a la vez acorta la distancia entre los puntos de extracción y también acorta la distancia entre los el By pass de extracción y el área de explotación.

Las condiciones y restricciones operativas también juegan un papel importante en la determinación de la orientación de los cruceros de extracción, estas condiciones y restricciones operativas pueden tener una influencia predominante en este proceso, el diseñador debe de tener bien claras y enlistadas todas las condiciones y restricciones operativas.

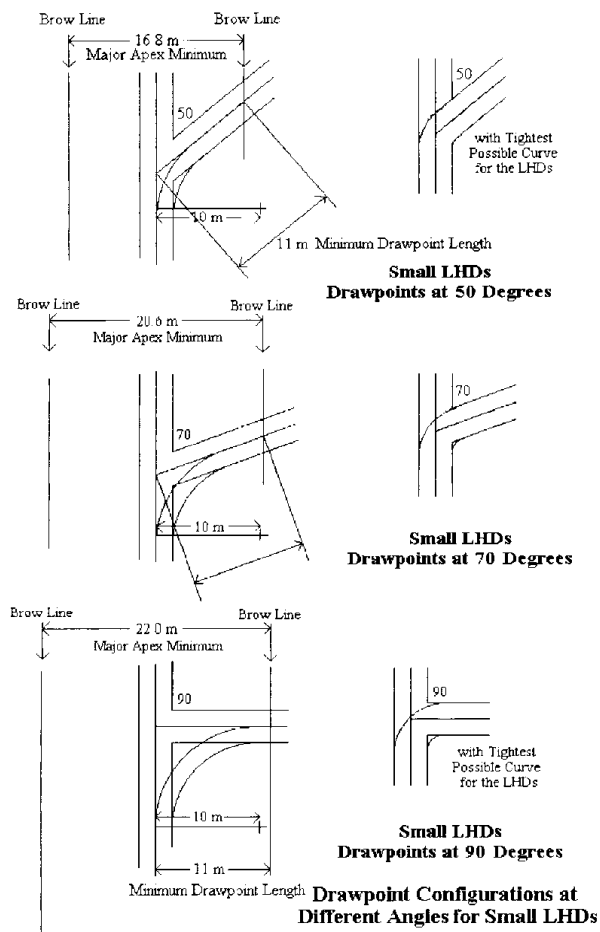


Figura 2.21: Angulo de los cruceros respecto del By pass de extracción.

Fuente: Diseño subterráneo – Universidad de Chile.

2.2.4.1.7 Cálculo del grado de sustentación del nivel de extracción

El grado de sustentación del nivel de extracción se define como la relación entre el área de las excavaciones (área de los pilares) y el área total del nivel de extracción que abarca el laboreo del tajo a diseñar, este cociente debe estar aproximadamente entre el 55% a 65%, para ser aceptable.

El grado de sustentación del nivel de extracción se calcula con la expresión siguiente:

$$G_S(\%) = \frac{\text{Área total de las excavaciones (área de los pilares)}}{\text{Área total del nivel de extracción}} * 100$$

Dónde:

G_s Grado de sustentación del nivel de extracción expresada en porcentaje.

2.2.4.1.8 Estimación de la producción en cada punto de extracción

Si tenemos una gran cantidad de tonelaje y pocos puntos de carguío, estos se desgastarán mucho más rápido, entonces mientras mayor sea el tonelaje a manejar mayor cantidad de puntos de extracción. La vida útil de estos puntos dependerá de las características propias del macizo rocoso, del diseño y de la operación (muchos bolones cayendo desde la altura pueden generar mucho daño en la visera, filtración de agua de la operación puede generar debilitamiento de los puntos de extracción, etc.). Este factor contradice al grado de sustentación y a la distancia efectiva del pilar entre los puntos de extracción, pero debemos aplicar criterios de decisión y de juicio experto para conjugar y cumplir con todos los factores.

La expresión para estimar este factor es:

$$P_{pu\ ext} = \frac{\text{Tonelaje total de extraccion del tajo}}{\text{Numero de puntos de extraccion}}$$

Dónde:

$P_{pu\ ext}$ Producción por punto de extracción.

2.2.4.1.9 Armonía en el diseño

La armonía en el diseño se refiere a la simetría de las labores, así como a la estética de este, esta simetría y estética debe estar ligada siempre a la productividad de los equipos de extracción, ritmo de producción y secuencia de minado.

La materialización del diseño en terreno debe verse bien, es decir armónico, si no es así lo más probable es que no esté bien hecho y tal vez esté mal diseñado. Las consecuencias de ello pueden ir desde la inhabilitación de sectores productivos hasta el colapso general de la explotación (no sólo del bloque involucrado sino de varios sectores del yacimiento).

2.2.4.1.10 Capacidad de extracción (selección de equipos y estimación de flota)

Debemos garantizar la utilización de equipos de extracción acordes a la producción de cada sector de la mina, lo cual se verá reflejado en el diseño de la labor (si se trata de una faena pequeña no se diseñarán galerías de gran sección, ya que lo más probable es que se utilicen equipos de baja capacidad).

El dimensionamiento de los equipos para la extracción están fuertemente ligado al ritmo de producción, si el ritmo de producción es alto no se pueden dimensionar equipos pequeños pues esto nos complica la ventilación, el mantenimiento de estos (por tener una flota numerosa), incrementa en numero la fuerza laboral, incrementa la inversión, etc.

La selección de los equipos mineros es uno de los factores de mayor importancia en el diseño y producción.

Las decisiones son multi-disciplinarias y están basadas en criterios cualitativos y cuantitativos.

La capacidad de extracción, depende del equipo de extracción que se seleccione y de la flota, si tenemos demasiados equipos de poca capacidad tendremos una capacidad de extracción total menor por el incremento de las maniobras en la operación (cruces entre equipos, muchos equipos por punto de extracción, etc.).

La selección de los equipos de extracción y la estimación de flota tiene por finalidad determinar; la elección del tipo de equipo, capacidad del equipo y estimación del número de unidades para alcanzar los objetivos.

La elección del tipo de equipo de extracción consiste en decidir si el equipo será diesel o eléctrico.

En la tabla a continuación se resumen las diferencias entre equipos del tipo Diesel y Eléctrico.

Tabla 2.6: Diferencia entre equipos diesel y eléctricos.

ITEM	LHD Diesel	LHD eléctrico
Flexibilidad	Flexibles y fáciles de mover no solo para cambiar el equipo en un nivel sino para usarlo en otras actividades.	Están limitados a la zona de producción. Limita el acceso a las zonas de trabajo. Se limita el uso de las unidades a otras tareas.
Reducción secundaria	Se puede realizar reducción secundaria cerca de las máquinas.	Se debe tener cuidado con los cables eléctricos.
Ventilación	Requieren de aire fresco en grandes caudales.	Operan bajo mínimos requerimientos de aire (se debe considerar polvo).
Automatización	Es posible automatizar estos equipos.	Es posible automatizar estos equipos. Se pueden hacer conexiones con barreras de seguridad eléctricas y la unidad que permite el apagado del equipo en condiciones de emergencia.
Otros	No tiene limitaciones de cableado eléctrico. Trabaja con presencia de agua. Alta disponibilidad. Poca capacidad de energía eléctrica.	Carga mejor. Alta disponibilidad. Menor costo capital. Silencioso. Más frío.

Fuente: Sistema de extracción y transporte subterráneo – INTERCADE.

La estimación de la capacidad del equipo de extracción depende de; la aplicación del equipo, la producción requerida, la fragmentación requerida, el método de minado, la secuencia de explotación, la infraestructura (tamaño de labores, talleres, ventilación, ubicación de echaderos, etc.), la inversión, el costo de operación, condiciones socio-ambientales, condiciones de seguridad y salud y el plan estratégico.

Las herramientas de cálculo para la estimación de la capacidad del equipo de extracción son; El criterio (sentido común), Juicio experto, simulaciones, cálculos de rendimiento de equipo, cálculos con el VAN, La IRR de la inversión y el análisis del costo marginal.

El rendimiento para el equipo de extracción LHD se calcula con la expresión:

$$R_{LHD} = \frac{N_c * C_c * F_{llc} * \rho_{mi}}{(1 + \varepsilon)}$$

Dónde:

R_{LHD} Rendimiento de equipo LHD (t/h)

N_c Número de ciclos por hora del LHD

C_c	Capacidad nominal de cuchara del LHD
F_{lc}	Factor de llenado de cuchara del LHD
ρ_{mi}	Densidad in situ del material
ε	Esponjamiento del material

El número de ciclos por hora del LHD se calcula con la expresión:

$$N_c = \frac{60}{(T_{LHD-c} + T_{LHD-d} + T_{LHD-vt} + T_{LHD-m})}$$

Dónde:

N_c	Número de ciclos por hora
T_{LHD-c}	Tiempo de carga del LHD (min)
T_{LHD-d}	Tiempo de descarga del LHD (min)
T_{LHD-vt}	Tiempo de viaje total del LHD (min)
T_{LHD-m}	Tiempo de maniobras del LHD (min)

El tiempo total de viaje del LHD se calcula con la expresión:

$$T_{LHD-vt} = 60 * \left(\frac{D_{LHD-vc}}{V_{LHD-vc}} + \frac{D_{LHD-vv}}{V_{LHD-vv}} \right)$$

Dónde:

T_{LHD-vt}	Tiempo de viaje total del LHD (min)
D_{LHD-vc}	Distancia de viaje cargado del LHD (m)
D_{LHD-vv}	Distancia de viaje vacío del LHD (m)
V_{LHD-vc}	Velocidad de viaje cargado del LHD (m/h)
V_{LHD-vv}	Velocidad de viaje vacío del LHD (m/h)

Tenemos que tener en cuenta que muchas condiciones afectan al rendimiento de los equipos de extracción LHD; estos parámetros son la maniobrabilidad del equipo, las dimensiones de las labores, el tamaño y forma de la cuchara, condiciones de seguridad (velocidad máxima, procedimientos de carga y descarga, etc.), estado de las vías, curvas de las vías, fragmentación del material, espertise de los operadores, longitud de las labores de extracción y dirección de la extracción.

Para el cálculo de la capacidad de extracción de un equipo LHD, se usa la expresión:

$$Cap_{extraccion} = H_{efec} * R_{LHD}$$

Dónde:

$Cap_{extracción}$	Capacidad de extracción de un equipo LHD
H_{efec}	Horas efectivas de operación del equipo LHD
R_{LHD}	Rendimiento del equipo LHD

HORAS NOMINALES			
HORAS DISPONIBLES			MTTO Y REP
HORAS OPERATIVAS		RESERVAS	
HORAS EFECTIVAS	DEMORAS TOTALES		
HORAS EFECTIVAS	DEM NO PROG	DEM PROG	
HORAS UTILIZADAS (HOROMETRO)			

Figura 2.22: Distribución de horas de los equipos.

Fuente: Sistema de extracción y transporte subterráneo.

El análisis técnico-económico y de productividad se realizara de manera completa, sin olvidar que el equipo tiene una capacidad limitada y que si este es sobrecargado se disminuye su vida útil encareciendo al mismo tiempo los costos de operación y de mantenimiento.

Para estimar el número de equipos de extracción, se realizara la división entre el ritmo de producción estimado y la capacidad de extracción de cada equipo, se debe de tener en cuenta que en la extracción se realizaran manipuleo extra de carga por

sobredimensionamiento del fracturamiento del mineral (bancos), por esto se recomienda aumentar el ritmo de producción estimado en un 10% a 20%.

2.2.4.1.11 Capacidad de reducción secundaria

El mineral fracturado con sobre tamaño puede impedir su buen manejo e interrumpir las actividades de traspaso, extracción y transporte, así como dañar la infraestructura referida a estas actividades bajando el rendimiento de los extracción y transporte, además de todo el tajo o grupo de tajos, comprometiendo la producción del período, por lo que debemos considerar alguna forma de controlar dicha situación. Para ello se consideran sectores especialmente preparados para su reducción. El contemplar sectores de reducción de sobre tamaño dependerá del conocimiento que se tenga de las características granulométricas del material, lo cual será función de la roca y de las características de la voladura primaria.

La reducción secundaria se puede hacer de tres tipos; con plastas, cachorros y/o con martillos picadores para reducción.

Como se sabe el volumen del mineral fracturado con sobre tamaño se estima a un nivel de 15% a 20% de la cantidad de reservas explotables, con esto se deben se diseñar los sectores de reducción secundaria, así como las ubicaciones adecuadas a las que deben estar estos sectores para no afectar el ritmo de producción, el traspaso de mineral y la productividad de los equipos de extracción y transporte.

2.2.4.1.12 Minimizar desarrollos

La tónica de todo diseño está enfocada a minimizar desarrollos y preparaciones, sin que esto afecte a la productividad, secuencia de minado, ritmo de producción, estabilidad de las explotaciones y los costos, no siendo el orden de los mencionados el orden de prioridad de estos.

La minimización de los desarrollos y las preparaciones debe siempre estar ligada a un buen diseño y a los buenos resultados en la explotación.

2.2.4.1.13 Seguridad

Uno de los factores más importantes de considerar son los relacionados a la seguridad, lo cual incluye tanto la estabilidad de las labores como el ambiente de trabajo. Es por ello que es importante tomar en cuenta las características de los sistemas de extracción y transporte potencialmente utilizables, en función de la producción requerida y evaluar las distintas medidas de seguridad y prevención de riesgos necesarias, como por ejemplo los caudales de aire necesarios en función del personal y los equipos, sostenimiento global o de sectores especiales (viseras de los cruceros de extracción, piques de traspaso, etc.), vías de evacuación, entre otras.

La seguridad en el diseño de minado, en cualquiera de los métodos de minado debe tenerse en cuenta como una de las restricciones primarias, todo diseño debe estar ligado íntegramente a la seguridad, minimizando los riesgos y el tiempo de exposición a estos, pero sin descuidar la productividad y los costos.

La adecuada y criteriosa combinación de estos factores nos permitirá acceder a un diseño y construcción eficiente y seguro de nuestro nivel de extracción, la cual se podrá extender, incluyendo las modificaciones y consideraciones necesarias, al diseño de una explotación subterránea completa y dinámica.

2.2.4.2 Diseño de los niveles de perforación del método de minado sub level stoping (Sección longitudinal y transversal de la geometría del método de minado)

El diseño de los niveles de perforación del método de minado sub level stoping, se define tomando en cuenta los factores que a continuación se enumeran:

- Dimensionamiento de las labores de preparación y desarrollo de los niveles de perforación.
- Estimación de la longitud de los subniveles de perforación.
- Estimación de la distancia entre subniveles de perforación.
- Estimación de la altura de tajo.

- Diseño de la perforación de producción.
- Diseño de la voladura de producción.
- Capacidad de perforación (selección de equipos y estimación de flota)
- Armonía en el diseño
- Minimizar desarrollos.
- Seguridad.

Todos estos factores se detallan a continuación:

2.2.4.2.1 Dimensionamiento de las labores de preparación y desarrollo de los subniveles de perforación

Las labores de preparación y desarrollo que son parte de los niveles de perforación, son:

- Accesos a subniveles de perforación-voladura
- Subniveles de perforación-voladura
- Galería base de perforación-voladura (galería explotación-recolección)
- Slot o chimeneas de cara libre

Para el dimensionamiento de estas labores se tomara en cuenta el objetivo de su ejecución, si la labor se ejecutara sobre la estructura mineralizada o fuera de esta, que equipos transitaran y/o trabajaran en estas, disposiciones de seguridad y aspectos ambientales.

Para este dimensionamiento es necesario conocer las dimensiones de los diferentes equipos durante su operación o traslado, se presenta el siguiente cuadro resumen que nos puede ayudar en esto:

Tabla 2.7: Dimensiones de los equipos de perforación.

Equipo	Modelo	Metodo perforacion	Dimension barras	Diametro perforacion	Perforacion maxima	Cambio barras	Dimensiones de operación			Dimensiones de traslado			Radios de giro		
							Alto	Ancho	Longitud	Alto	Ancho	Longitud	Interno	Externo	Mínimo
SIMBA	1254	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	51mm-89mm	32 m	automatico	4.0	2.4	7.4	2.8	2.4	7.2	2.7	5.1	3.0
	1354	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	51mm-89mm	32m	automatico	4.9	2.4	9.0	3.2	2.0	8.8	2.9	5.4	3.5
	364	Mart. Fondo	5'; 6'	89mm-165mm	51m	automatico	3.8	2.5	8.8	3.2	2.4	8.4	2.9	5.4	3.5
	E7 C	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	89mm-127mm	51m	automatico	3.8	2.6	12.5	3.6	2.6	12.3	4.4	7.3	4.5
	H 157	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	38mm-76mm	32m	manual	3.2	1.6	7.4	2.0	1.4	9.5	2.6	4.4	3.0
RAPTOR	H 257	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	38mm-76mm	40m	automatico	3.5	2.5	7.4	2.1	2.3	9.5	2.7	4.7	3.0
	MINI HD	Mart. Cab.	4'; 5'	51mm-64mm	30m	manual	2.9	2.1	6.4	2.0	1.7	6.7	2.7	4.9	3.0
	HD	Mart. Cab.	4'; 5'	51mm-64mm	30m	manual	3.1	2.4	7.4	2.4	2.0	7.6	2.8	5.0	3.5
	MINI	Mart. Cab.	4'; 5'	38mm-64mm	25m	manual	2.8	1.7	5.0	2.2	1.5	5.1	2.7	4.8	3.0
	44	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	51mm-76mm	25m	manual	2.7	1.7	8.5	2.0	1.4	7.8	2.8	5.1	3.5
SPEIDER	55	Mart. Cab.	4'; 5'	51mm-76mm	25m	manual	2.9	2.6	9.3	2.4	1.8	9.6	2.8	5.2	3.5
	JF	Mart. Cab.	4'; 5'; 6'	51mm-64mm	25m	manual	2.8	1.5	6.0	2.0	1.5	5.0	2.7	4.8	3.0

Fuente: Elaboración propia.

Para la galería base y subniveles de perforación; la galería base servirá para la perforación (equipo de perforación de producción en operación), almacenamiento y extracción del mineral (ingresara el equipo de extracción de producción), adicionalmente a esto que durante su desarrollo se extraiga la máxima cantidad de mineral, pues esta labor se desarrolla sobre mineral, y el sostenimiento adecuado.

Con estas restricciones se desarrollara la mejor solución, siendo el procedimiento el mismo que se describió líneas arriba para la galería de explotación-recolección.

Para los subniveles de perforación-voladura, el subnivel servirá para la perforación (equipo de perforación de producción en operación), no ingresara el equipo de extracción de producción, se debe extraer la máxima cantidad de mineral durante su desarrollo ya que este se realiza sobre la estructura mineralizada y el sostenimiento debe ser el adecuado.

Para este subnivel de perforación-voladura, se procederá de la misma forma que se describió líneas arriba para la galería de explotación-recolección.

Para los accesos a subniveles de perforación-voladura, se sabe que estos accesos el paso o traslado de los equipos de perforación de producción a los subniveles de perforación-voladura, estarán fuera de la estructura mineralizada, se debe de generar la mínima cantidad de desmonte y el sostenimiento adecuado de este.

Con estas restricciones se buscara la mejor solución, siendo el procedimiento el mismo que se describe líneas arriba para el dimensionamiento del By pass y los cruceros de extracción.

Para los slot o chimeneas de cara libre, que servirán para dar inicio a la voladura de producción, la sección de estas chimeneas depende del ancho de minado y la longitud de estas chimeneas se define con la longitud máxima de los taladros, la distancia entre los subniveles de perforación y la altura de corte. Los principios para el diseño son los mismos que para el diseño del arranque en túneles horizontales si estas chimeneas se realizaran por Drop raising, pero si se realizaran por VCR esta se diseñara con la teoría de voladura de cráteres.

Para chimeneas Drop raising los diámetros de los taladros cargados están en el rango de 50mm a 75mm y los taladros de alivio están en el rango de 102mm a 203mm, la longitudes de perforación pueden llegar a 25m dependiendo del grado de precisión y la voladura se realiza de manera secuencial en tramos de hasta 10m.

2.2.4.2.2 Estimación de la longitud de los subniveles de perforación

La longitud de los subniveles de perforación, está limitado por el diseño geomecánico y por la longitud del nivel de extracción, lo que está ligado con la productividad de los equipos de extracción. La longitud de los subniveles de perforación será la misma que la longitud del tajo, cuando la geometría del método de minado es la estándar, para otros casos solo la restricción es la secuencia de minado del tajeo.

2.2.4.2.3 Estimación de la distancia entre los subniveles de perforación

Para establecer las distancias entre los subniveles de perforación es preciso tener en cuenta el ancho de minado, las longitudes máximas de perforación tanto en positivo como en negativo, el factor de rigidez, si la perforación será en abanico o paralelas y si la perforación será solo en positivo, positiva y negativa y/o solo en negativa, se establecerán las distancias entre puntos de perforación, haciendo una relación geométrica.

El factor de rigidez nos define la altura vertical mínima, el factor de rigidez está determinado como el cociente entre la altura de bancada de perforación y el burden, este cociente es recomendable que siempre este mayor a 3.0, con valores menores a 2.0 se esperan malos resultados en fragmentación y sobre rotura.

La desviación de los taladros no debe exceder la mitad del burden.

Tomando en cuenta los factores mencionados, el procedimiento para determinar la distancia entre subniveles de perforación es:

1. Se escogerá un factor de desviación, normalmente el factor de desviación esta entre [0.02; 0.03], esto se realizara para los taladros positivos y negativo, ya que la desviación de los taladros es diferente en la perforación de taladros positivos como en negativos.
2. Se calculara el burden con el modelo matemático de Rustan y/o el modelo matemático de Langefors, según sea el caso el modelo matemático de Langefors se aplica a cualquier ancho de veta, pero el modelo matemático de Rustan tiene deficiencias cuando el ancho de veta es pequeño.
3. Se calculara la longitud máxima de perforación para los taladros positivos y los negativos. La longitud máxima de los taladros de perforación, se determina con la expresión:

$$L_{max-t} = \frac{1}{r} * \left[\frac{B}{3.7} - 2 * D_t \right]$$

Dónde:

L_{max-t} Longitud máxima de los taladros de perforación (m)

r Factor de desviación (adimensional)

B Burden

D_t Diámetro de perforación (m)

4. Con el ancho de minado calculado con la teoría de O' Hara y la longitud máxima de perforación de los taladros, podemos determinar la altura vertical máxima para los taladros de perforación positiva y negativa. Esto se realizara en un plano o con una representación geométrica
5. Determinar el factor de rigidez y la altura mínima vertical de perforación positiva y negativa.
6. Se estimara la desviación de los taladros perforados y se verificara que esta sea menor a la mitad del burden. La desviación de los taladros se calcula con la expresión:

$$Desv_t = 2 * D_t + r * L$$

Dónde:

Desv_t Desviación de los taladros

D_t Diámetro de perforación

r Factor de desviación

L Longitud de los taladros de perforación

7. La altura máxima vertical de perforación en positivo y negativo, se determina con el ancho de minado, la longitud máxima de perforación de los taladros e igualando el rendimiento de perforación positiva con la negativa para tener secciones perforadas uniformemente. Con la altura máxima vertical de perforación positiva y negativa, y considerando si la distribución de los taladros desde el subnivel de perforación se realizaran en positivo y negativo, solo en positivo o solo en negativo estimaremos las alturas verticales máximas que abarcaran los subniveles de perforación.
8. Una vez estimadas las alturas verticales máximas que abarcan los subniveles, se relacionaran estos geoméricamente y se estimara la distancia adecuada entre los subniveles de perforación.

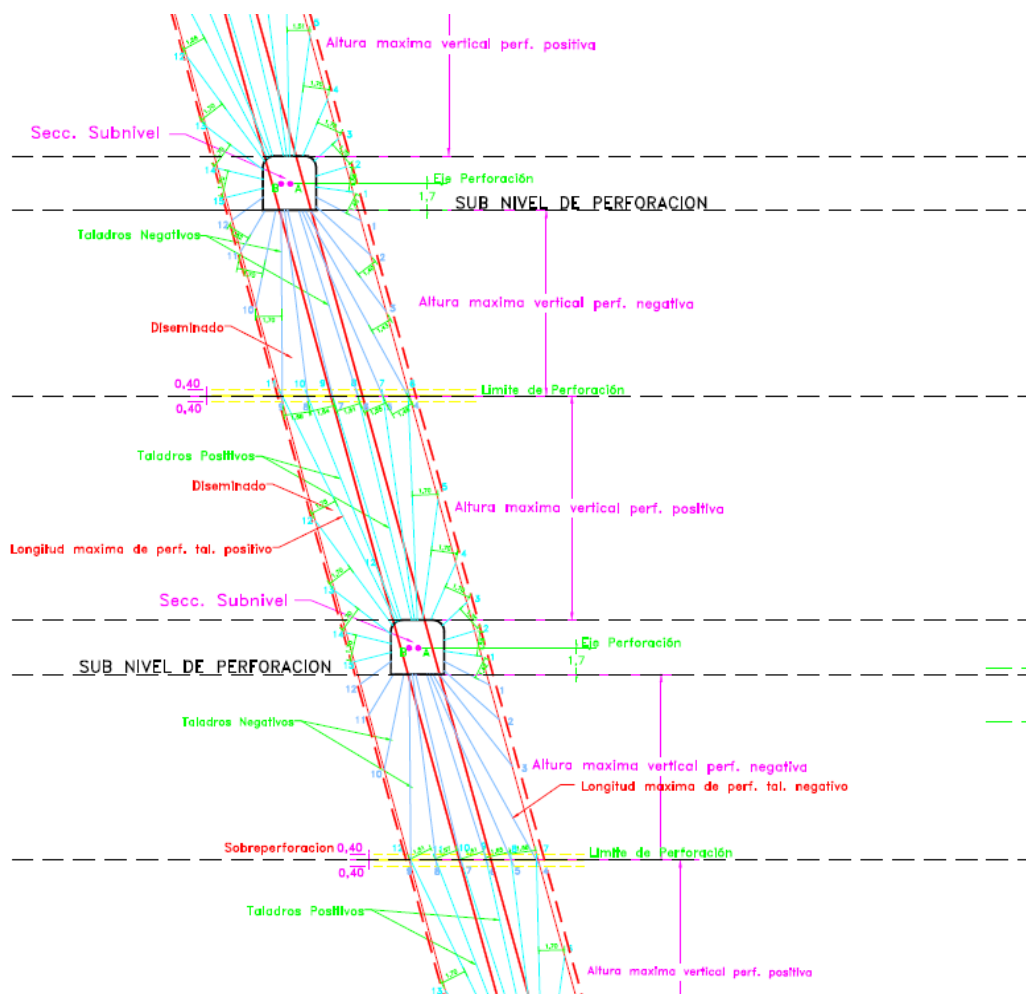


Figura 2.23: Estimación de las alturas entre subniveles de perforación.

Fuente: Elaboración propia.

2.2.4.2.4 Estimación de la altura del tajo

La estimación de la altura del tajo se realiza teniendo en cuenta la altura entre subniveles de perforación, las secciones de los subniveles de perforación, la sección de galería de producción-recolección, la dimensión de los pilares de rumbo y la abertura máxima de las unidades de explotación determinada en el acápite anterior.

Teniendo en cuenta estos factores, el procedimiento para estimar la altura de tajo es:

1. Se realiza una distribución geométrica de los subniveles, la galería de producción-recolección, el espesor del pilar de rumbo y las alturas máximas verticales de perforación.
2. Realizar un balance de entre la geometría realizada en el paso 1 y la abertura máxima de las unidades de explotación determinada en el estudio geomecánico que se revisó en el acápite anterior.

La idea es que se diseñen la menor cantidad de subniveles y que la longitud de perforación de los taladros sea la máxima sin que esto afecte a la desviación y por ende a la dilución.

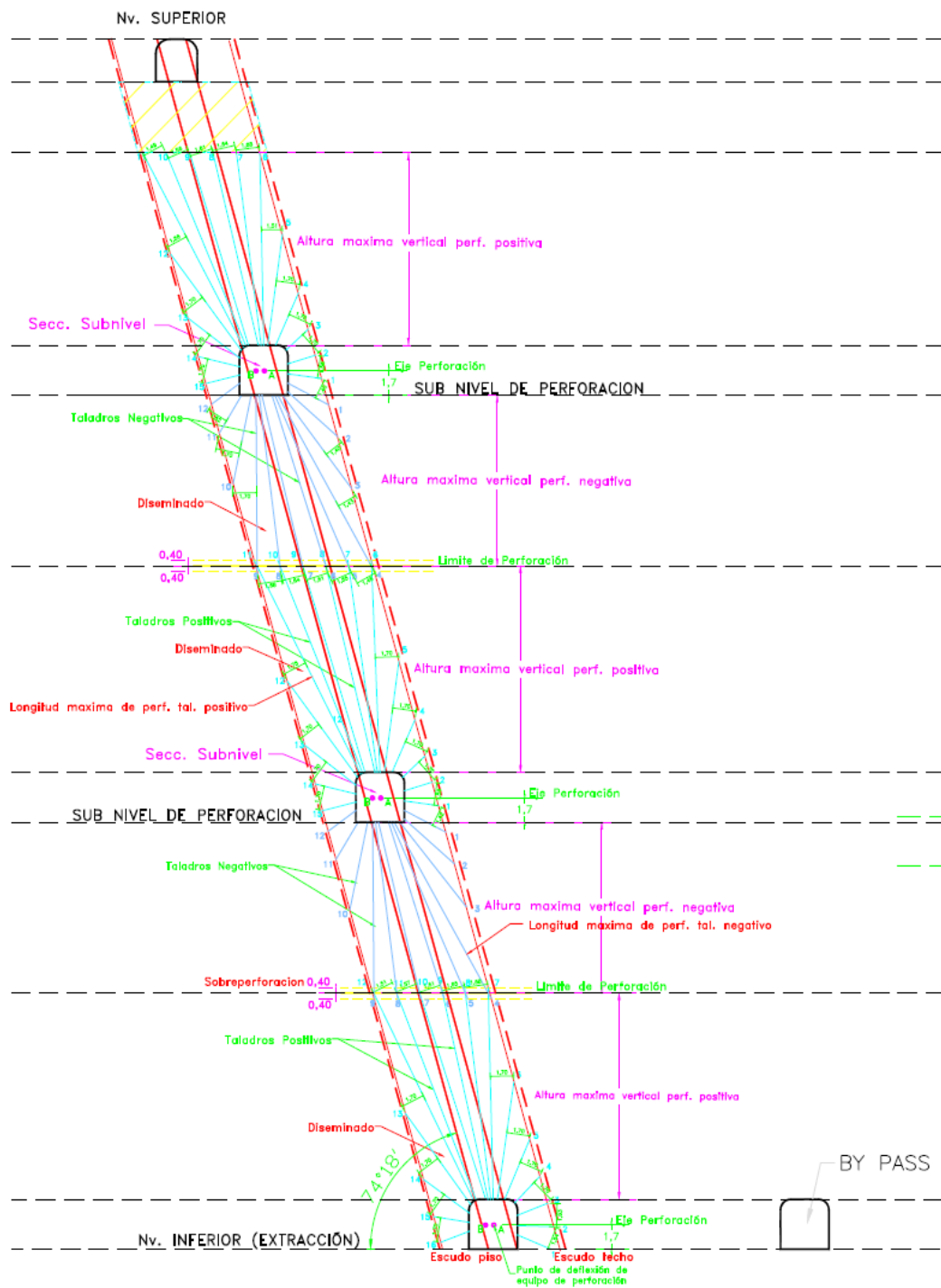


Figura 2.24: Estimación de la altura de Tajo.

Fuente: Elaboración propia.

2.2.4.2.5 Diseño de la perforación de producción

Para ser considerado como explotación en cuerpo la veta más el diseminado debe de ser mayor a un ancho de 3.0m, estructuras menores a este ancho son consideradas como vetas, lo primero para el diseño de la perforación de producción es realizar el cálculo del burden, el espaciamiento y la sobre perforación de los taladros.

Para el diseño del burden y el espaciamiento en Sub level Stopping en Cuerpos y en Vetas, se utilizara el modelo matemático de Langefors y Kihlstrom, que se define como:

$$B_{max} = \frac{D_t}{33} * \sqrt{\frac{P * s}{C * f * (R_{S/B})}}$$

Dónde:

- B_{max} Burden máximo (m)
- D_t Diámetro de perforación (mm)
- P Grado de compactación (Packing degree) (Kg/l)
- s Potencia en peso del explosivo (adimensional)
- C Constante de roca modificado (Kg/m³)
- f Factor de fijación (adimensional)
- $R_{S/B}$ Relación espaciamiento/burden (adimensional)

También se puede calcular el burden y el espaciamiento con el modelo matemático de Rustan, pero este tiene deficiencias cuando la veta es estrecha, el modelo se define con la expresión:

$$B_{max} = 11.8 * D_t^{0.63}$$

$$B_{max-cc} = 11.6 * D_t^{0.67}$$

Dónde:

- B_{max} Burden máximo
- B_{max-cc} Burden máximo adoptando el criterio de precaución.
- D_t Diámetro de perforación.

El espaciamiento en los dos casos se calcula con la expresión:

$$E = R_{S/B} * B$$

Dónde:

- E Espaciamiento (m).
- $R_{S/B}$ Relación espaciamiento/burden (adimensional).
- B Burden (m).

La relación espaciamiento/burden está dentro del rango de valores de [1.0; 2.0], los valores menores de 1.25 nos dan fragmentación gruesa y los valores mayores a 1.25 nos dan fragmentación fina.

Para calcular la sobre perforación de los taladros, nos ayudamos de la expresión siguiente:

$$U_t = 0.3 * B$$

Dónde:

- U_t Sobre perforación de los taladros (m).
- B Burden (m).

A continuación se debe de calcular el espaciamiento y burden practico, la desviación de los taladros (error de perforación), los escudos en mineral, el espaciamiento ajustado y la perforación específica.

Para calcular la desviación de los taladros (error de perforación), solo se considerara el error de emboquille y el de posicionamiento, nos ayudamos con la expresión:

$$e_{total} = e_{emboquille} + e_{posicionamiento}$$

$$e_{emboquille} = 2 * D_t$$

$$e_{posicionamiento} = r * L$$

$$Desv_t = e_{total}$$

Dónde:

- Desv_t Desviación de los taladros
- D_t Diámetro de perforación
- r Factor de desviación
- L Longitud de los taladros de perforación

Para calcular el burden practico y el espaciamento practico, usaremos las expresiones:

$$B_{pract} = B_{max} - Desv_t$$

$$E_{pract} = R_{S/B} * B_{pract}$$

Dónde:

- B_{pract} Burden práctico (m)
- B_{max} Burden máximo (m)
- Desv_t Desviación de los taladros (m)
- E_{pract} Espaciamento práctico (m)
- R_{S/B} Relación espaciamento/burden (adimensional)

Para calcular los escudos en mineral tanto en la caja techo como en la caja piso se debe de considerar las expresiones:

$$X + Esc_{total} \geq 2 * Desv_t + 2 * L_{overbreak} + 2 * 0.28 * E$$

$$Esc_{total} = Esc_{techo} + Esc_{piso}$$

$$Esc_{techo} = 2 * Esc_{piso}$$

$$L_{overbreak} = 35 * D_t^2$$

Dónde:

X	Longitud de material contaminante, definido en O' Hara (m)
Esc _{total}	Longitud de escudos total (m)
Esc _{techo}	Escudo de la caja techo (m)
Esc _{piso}	Escudo de la caja piso (m)
Desv _t	Desviación de los taladros (m)
L _{overbreak}	Longitud de rotura de los taladros (m)
E	Espaciamiento (m)
D _t	Diámetro de perforación (m)

Para determinar el espaciamiento ajustado y la perforación específica, se procederá como a continuación se detalla:

1. Se determina el espaciamiento ajustado, con las expresiones:

$$Esp_{103rea103ac\ perf} = \text{ENTERO EN EXCESO} \left(\frac{W'}{E_{pract}} \right)$$

$$W' = W - Esc_{total}$$

$$E_{adj} = \frac{W'}{Esp_{sección\ perf}}$$

Dónde:

$E_{sección\ perf}$	Espacios en la sección de perforación (adimensional)
E_{pract}	Espaciamento práctico (m)
W'	Ancho de la estructura mineralizada corregida (m)
W	Ancho de la estructura mineralizada (m)
$E_{sc\ total}$	Longitud de escudos total (m)
E_{adj}	Espaciamento ajustado (m)

2. Sobre el plano en planta de la galería de producción-recolección y de los subniveles de perforación, donde se encuentren los mapeos geológicos a detalle se trazara el eje de las secciones de perforación tomando en cuenta el rumbo de la estructura mineralizada o la dirección de la labor por donde se perforaran los taladros, donde la sección de perforación será una perpendicular a este eje.
3. Se realizara la sección transversal de cada una de estas secciones de perforación y en esta sección transversal se representara la estructura mineralizada. Se realizaran paralelas del contorno del techo y el piso, estas paralelas deben estar alejadas del contorno las longitudes del escudo del techo y el escudo del piso respectivamente.
4. Teniendo en cuenta estas líneas paralelas, el espaciamento practico, el espaciamento ajustado, la distancia del equipo de perforación a los hastiales, la longitud máxima de perforación de los taladros, la sobre perforación de los taladros, la altura vertical máxima de perforación positiva, la sección de la labor y la altura del eje de perforación, se procederá a diseñar los taladros de perforación teniendo en cuenta que se deben de diseñar la mayor cantidad de taladros paralelos, por más que la perforación sea en abanico o radial, si la perforación es paralela este trabajo es muy sencillo. Se debe tener en cuenta que los puntos de

perforación definidos deben estar espaciados una distancia mínima de los hastiales para un buen posicionamiento del equipo de perforación, la distancia a la caja techo es mayor a la distancia de la caja piso por la posición que adopta la viga del equipo al perforar y estas distancias dependen del buzamiento de la estructura mineralizada y varían en el rango de [0.8m y 1.3m].

5. Con el paso anterior se determinaran los metros perforados para esta sección, el número de taladros, el tonelaje in-situ y el tonelaje planeado. Para determinar la perforación específica se recurre a la expresión:

$$Perf_{esp} = \frac{t_{perf}}{M_{perf}}$$

Dónde:

$Perf_{esp}$	Perforación específica (t/m)
t_{perf}	Tonelaje perforado (t)
M_{perf}	Metros perforados (m)

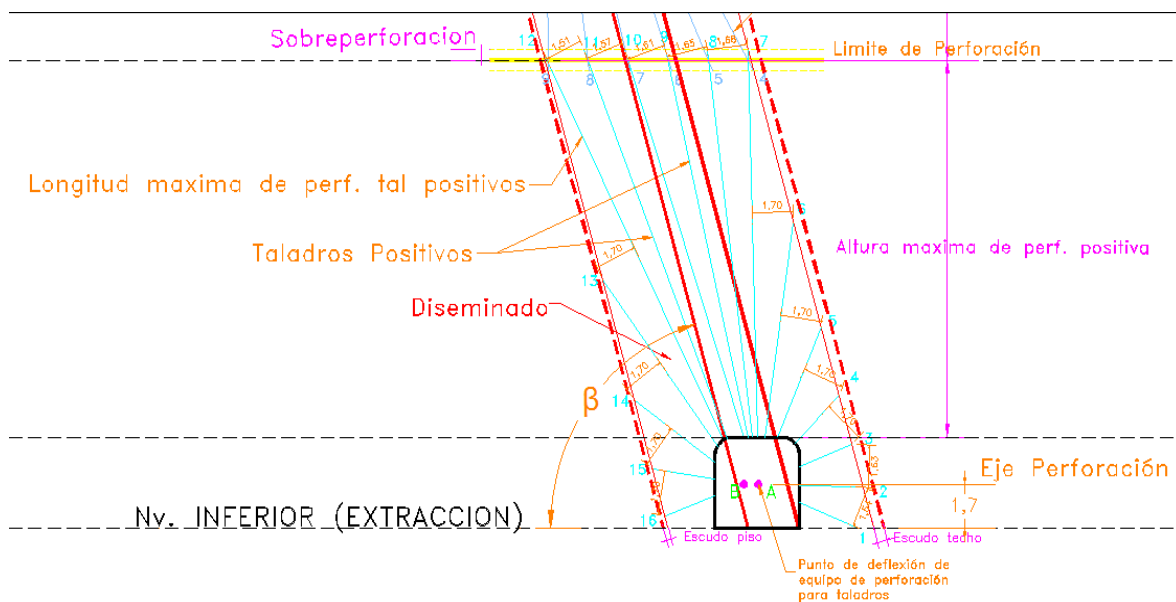


Figura 2.25: Diseño de la perforación de producción.

Fuente: Elaboración propia.

2.2.4.2.6 Diseño de la voladura de producción

Los objetivos de la voladura, en general pueden estar resumidos como los siguientes:

1. Fragmentación del mineral rodeado por la roca adecuado a los requerimientos de los equipos de carga, con mínima perturbación a manera de sobredimensión del mineral en los drawnpoints y la planta concentradora.
2. Máxima recuperación de mineral con mínima dilución por sobre rotura fuera de los bodes del tajo.
3. Mantener estable las condiciones del macizo rocoso alrededor del tajo, particularmente en estructuras sensibles tales como caja techo y pilares adyacentes.

Dos problemas críticos impactan en el diseño de la voladura, la fragmentación y daño al macizo rocoso.

Los objetivos de la fragmentación dependen de las aplicaciones de malla de perforación y factor de potencia apropiado para el macizo rocoso in-situ. El elemento crítico en el diseño es la dimensión del burden, desde que este determina la facilidad con la cual los explosivos pueden fragmentar y desprender la roca. Excesivo burden debería ser evitado, porque esto no solo reduce la habilidad de fragmentación sino también incrementa el grado de rotura alrededor de los taladros. El espaciamiento es calculado como una función del burden, aunque se ajusta para acomodarse a la geometría de la estructura mineralizada.

La sobre perforación y la sobrecarga pueden impactar adversamente en la performance de la voladura mediante la interacción entre cargas, causando fallas de algunas cargas y que otras no contribuyan a la rotura. Una respuesta común a la presencia de sobre tamaño es incrementar el factor de potencia, que puede favorecer más el performance.

Por otro lado el daño no es reflejado por el factor de potencia. El daño es generalmente atribuido al efecto individual del taladro, y en particular a los adyacentes al borde de la estructura mineralizada. Diseñar los aspectos críticos para la

minimización del daño al macizo rocoso incluye la concentración de carga y el confinamiento de carga.

La geometría del tajo determina el número y longitud de los taladros, posición de los taladros, el diámetro de los taladros, entre otros parámetros. El tipo de explosivo seleccionado para una aplicación particular es usualmente determinado del diámetro de los taladros y las condiciones del macizo rocoso. El número de espaciadores en el taladro también es influenciado por el diámetro de los taladros y las condiciones del macizo rocoso, ya que estos dos factores determinaran la capacidad de la carga explosiva para causar daño a la pared circundante.

Indudablemente, que para una geometría de tajo y condiciones del macizo rocoso dados, los parámetros de perforación y voladura pueden ser optimizados y producir un conjunto de diferentes resultados; ya sea fragmentación fina, menos daños o menos costo efectivo de perforación y voladura.

Para diseñar la voladura de producción en sub level stoping en vetas y cuerpos, se procederá de acuerdo como se detalla a continuación:

1. Luego de tener diseñada la perforación de producción, se procede al cálculo de la distribución de carga de los taladros y la distribución del explosivo en la sección de perforación. Para esto se calculara el taco del taladro con la expresión:

$$L_{st} = K_{st} * D_t$$

Dónde:

L_{st} Longitud de taco del taladro (m)

K_{st} Constante que varía entre [10.0; 20.0] (adimensional)

D_t Diámetro de perforación (m)

Para el cálculo de la concentración de carga, se utilizara la expresión:

$$I = 7.85 * D_t^2 * P$$

Dónde:

- I Concentración de carga
- D_t Diámetro de perforación
- P Grado de compactación (Packing degree) (Kg/l)

Conociendo el taco del taladro y la concentración de carga, se realizara la distribución de carga del taladro.

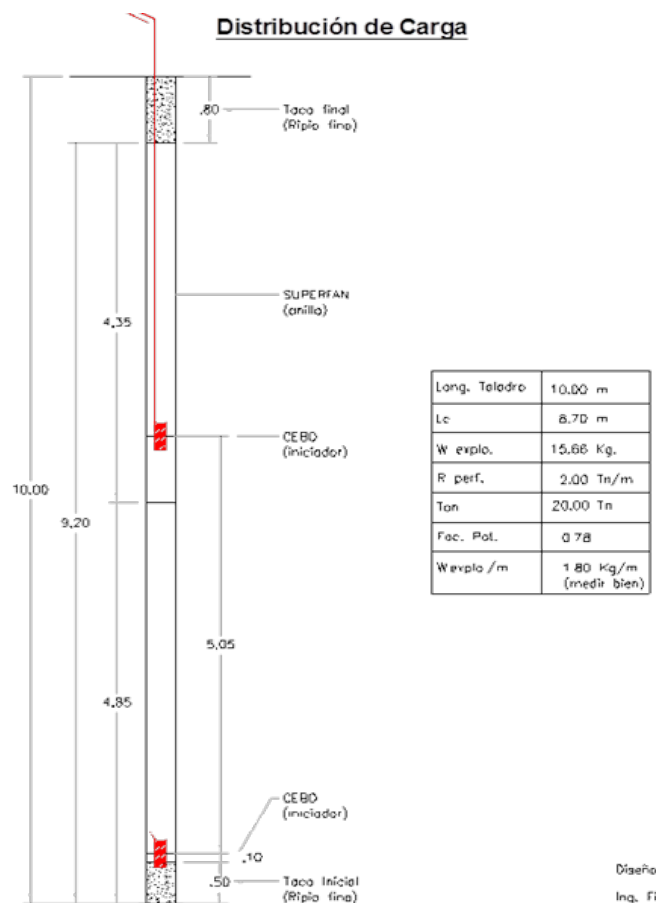


Figura 2.26: Distribución de carga del taladro.

Fuente: Informes de voladura U.M. Yauliyacu.

2. Para la distribución de la carga dentro de la sección de perforación, se procederá a colocar la distribución de carga ya establecida dentro de los taladros paralelos, si la perforación es paralela esto termina ahí, pero si la perforación es en abanico o

radial, se debe de tomar como partida los taladros paralelos ya con distribución de carga del taladro, y se considerara una influencia de la mitad del espaciamiento a cada lado de este, haciendo esto se calcula la longitud de carga del taladro adyacente y repitiendo esto se calculara las longitudes de carga de todos los taladros de la sección de perforación.

3. Considerando la concentración de carga de los taladros, y teniendo en cuenta las longitudes de carga de los taladros de la sección de perforación, calcularemos la carga total de explosivo de la sección.
4. La carga especifica se calculara tomando en cuenta la carga total de explosivo de la sección, el tonelaje in-situ y el tonelaje planeado; con la expresión siguiente:

$$Car_{esp} = \frac{Q_{total}}{t_{car}}$$

Dónde:

Car_{esp}	Carga específica (Kg/t)
Q_{total}	Carga total de explosivo (Kg)
t_{car}	Tonelaje cargado (t)

La perforación y voladura para la elaboración de chimeneas con taladros largos (Drop raising), tiene un tratamiento y calculo especial, así el ratio de perforación y la carga especifica son elevadas, pero son ideales para la elaboración rápida de los slot en este método de minado.

perforación pues la perforación de los taladros de producción debe estar por delante de la voladura y extracción.

Las decisiones en la selección son multi-disciplinarias y están basadas en criterios cualitativos y cuantitativos.

La capacidad de perforación depende del equipo de perforación y de la flota.

Como primera variable a determinar, se estimara el diámetro de los taladros de perforación, en muchos casos esta estimación es por benchmarking, pero se debe de tener en cuenta que el diámetro del taladros impacta en la fragmentación, en la desviación de los taladros, en la dimensión del burden, en la longitud de los taladros, en los aceros de perforación, en el daño a la roca, en la perforación específica y la carga específica.

La primera estimación del diámetro de los taladros se debe realizar haciendo un análisis completo de los parámetros resultantes de perforación y voladura; estos parámetros son: diámetro del taladro, longitud máxima de los taladros, malla de perforación, desviación, dilución estimada, burden y espaciamiento, velocidad de penetración, aceros de perforación, perforación específica y carga específica.

Para la selección de los equipos de perforación, en primera instancia se debe de decidir en trabajar con equipos neumáticos o equipos hidráulicos, en la actualidad lo equipos hidráulicos han superado significativamente a los equipos neumáticos, básicamente por: el menor consumo de energía, menor costo de accesorios de perforación, mayor capacidad de perforación, mejores condiciones ambientales, mayor versatilidad en la operación y mayor facilidad para la automatización.

Por el contrario esta perforación también tiene algunas desventajas, como son: Mayor inversión, reparaciones más complejas y costosas.

Teniendo definido el diámetro de los taladros, seleccionaremos si se trabajara con un equipo con martillo en cabeza o con martillo en fondo, esta selección se basa prácticamente en el diámetro del taladro, y las dimensiones de los equipos. Pero se debe tener en cuenta que la perforación de martillo en fondo presenta ventajas sobre la

perforación de martillo en cabeza, estas son: la velocidad de penetración es constante, menores desviaciones, mayor vida útil de los aceros de perforación, menor costo por metro lineal, menor consumo de aire y menor nivel de ruido en la zona de operación.

Por otro lado la perforación con martillo en fondo, presenta algunos inconvenientes, como: cada martillo está diseñado para una gama muy estrecha de diámetros, el diámetro de los taladros está limitado a las dimensiones del martillo (en la actualidad 76mm), riesgo de pérdida del martillo (este trabaja dentro del taladro), se necesitan compresores de alta presión y con esto mayor consumo de energía.

De lo mencionado líneas arriba, se puede concluir que la perforación con martillo en fondo se adecua a estructuras mineralizadas anchas y las de martillo en cabeza se adecuan a estructuras mineralizadas de cualquier ancho (estrechas o anchas).

En este punto ya tendremos definidos el diámetro de los taladros, si el equipo será neumático o hidráulico y si la perforación será de martillo en fondo o de martillo en cabeza, con esto procederemos a calcular el burden y espaciamiento, longitud máxima de los taladros, la malla de perforación, la longitud de rotura de taladros, los escudos para la voladura, la perforación específica y carga específica; tal como se detalló en los subtítulos anteriores. Con estos datos escogeremos el equipo que mejor se adecue a la operación, teniendo en cuenta que las dimensiones de los equipos afectan de manera directa a las dimensiones de las labores de preparación y desarrollo.

En este punto también seleccionaremos los aceros de perforación, es decir toda la columna de perforación apropiada para cumplir con los parámetros de desviación, longitud máxima de taladros, velocidad de penetración y que tenga mayor vida útil de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso.

En este punto no solo se escogerá el diámetro de los aceros, sino que también todas sus características (si la broca será retráctil, con cuantos botones, la longitud de las barras y el diámetro, así como las roscas de esta y el diámetro del acoplamiento, etc.), para esto tendremos que calcular el índice de perforabilidad.

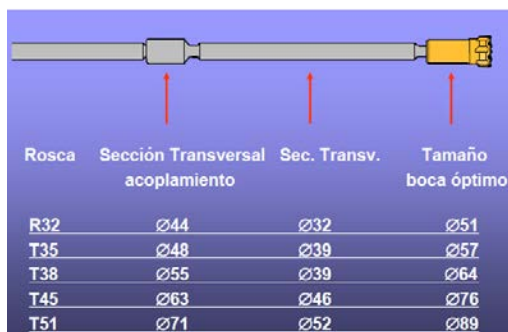


Figura 2.28: Relación entre diámetro óptimo de broca y las características de la barra.

Fuente: Manual de accesorios Sandvick.

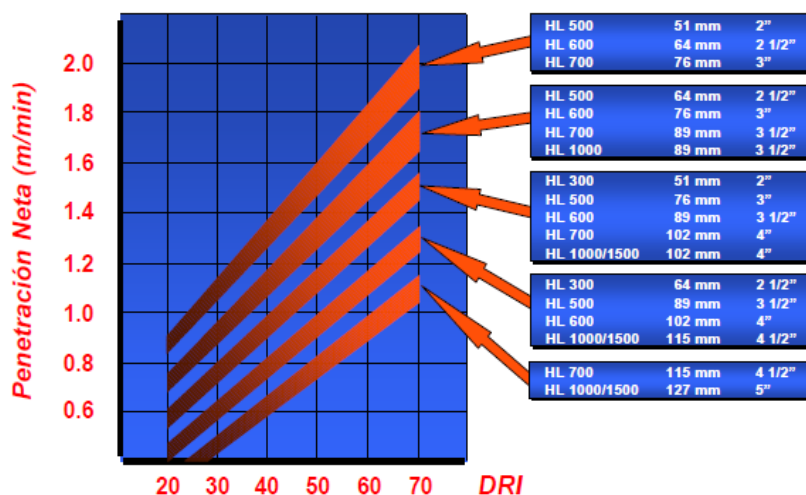


Figura 2.29: Relación de índice de perforabilidad y velocidad de penetración para diferentes diámetros.

Fuente: Selección de equipos y aceros de perforación Sandvick.

La estimación de la capacidad de perforación del equipo depende de: la aplicación del equipo, la longitud de los taladros, la fragmentación requerida, el método de minado, la infraestructura, la inversión, costo de operación, condiciones socio-ambientales, condiciones de seguridad y salud y el plan estratégico.

Las herramientas de cálculo para la estimación de la capacidad del equipo de perforación son las mismas que para los equipos de extracción y estas son: El criterio (sentido común), Juicio experto, simulaciones, cálculos de rendimiento de equipo, cálculos con el VAN, La IRR de la inversión y el análisis del costo marginal.

El rendimiento para el equipo de perforación, se calcula con la expresión:

$$R_{perf} = \frac{L_{med\ tal}}{T_{med\ perf\ tal}}$$

Dónde:

R_{perf}	Rendimiento de perforación (m/h)
$L_{med\ tal}$	Longitud media de los taladros (m)
$T_{med\ perf\ tal}$	Tiempo medio de perforación de taladros (h)

La longitud media de los taladros es el promedio de la longitud de todos los taladros en una sección de perforación, esto se realiza para los taladros positivos y negativos.

El tiempo medio de perforación de los taladros, se calcula con la expresión:

$$T_{med\ perf\ tal} = \frac{1}{60} * \left[T_{cam\ tal} + T_{posic+emb} + T_{limp\ tal} + n_{barra} * \left(T_{col\ barra} + \frac{L_{barra}}{V_{penet\ med}} + T_{sac\ barra} \right) \right]$$

Dónde:

$T_{med\ perf\ tal}$	Tiempo medio de perforación de taladros (h)
$T_{cam\ tal}$	Tiempo de cambio de taladro (min)
$T_{posic+emb}$	Tiempo de posicionamiento y emboquille (min)
$T_{limp\ tal}$	Tiempo de limpieza del taladro (min)
n_{barra}	Número de barras por taladro (adimensional)
$T_{col\ barra}$	Tiempo de colocación de barra (min)
L_{barra}	Longitud de barra (m)
$V_{penet\ med}$	Velocidad de penetración media (m/min)
$T_{sac\ barra}$	Tiempo de sacar barra (min)

El número de barras por taladro, se calcula con la expresión:

$$n_{barra} = \frac{L_{med\ tal}}{L_{barra}}$$

Dónde:

n_{barra} Número de barras por taladro (adimensional)

$L_{med\ tal}$ Longitud media de los taladros (m)

L_{barra} Longitud de barra (m)

La velocidad de penetración media, en función del número de barras usado, se puede calcular con la expresión:

$$V_{penet\ med} = \left(\frac{V_{penet}}{n_{barra}} \right) * \left(\frac{1 - 0.91 * n_{barra}}{0.09} \right)$$

Dónde:

$V_{penet\ med}$ Velocidad de penetración media (m/min)

V_{penet} Velocidad de penetración (m/min)

n_{barra} Número de barras por taladro (adimensional)

Para la estimación de los tiempos se pueden utilizar las tablas que a continuación se presentan:

Tabla 2.8: Tiempos promedios de colocar y sacar barras de perforación.

	Cambio de barras	
	Manual	Automatico
Tiempo de colocar barra	1.0 min	0.9 min
Tiempo de sacar barra	1.5 min	1.0 min

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas.

Tabla 2.9: Tiempos promedios de operación de perforación.

Operación	Tiempo
Cambio de taladro	3.0 min
Posicionamiento y emboquille	1.0 min
Limpieza de taladro	1.0 min

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas.

Para el cálculo de la capacidad de perforación de un equipo, se usa la expresión:

$$Cap_{perf} = H_{efec} * R_{perf}$$

Dónde:

Cap_{perf}	Capacidad de un equipo de perforación (m)
H_{efec}	Horas efectivas de operación del equipo (h)
R_{perf}	Rendimiento de perforación del equipo (m/h)

HORAS NOMINALES			
HORAS DISPONIBLES			MTTO Y REP
HORAS OPERATIVAS		RESERVAS	
HORAS EFECTIVAS	DEMORAS TOTALES		
HORAS EFECTIVAS	DEM NO PROG	DEM PROG	
HORAS UTILIZADAS (HOROMETRO)			

Figura 2.30: Distribución de horas de los equipos.

Fuente: Sistema de extracción y transporte subterráneo.

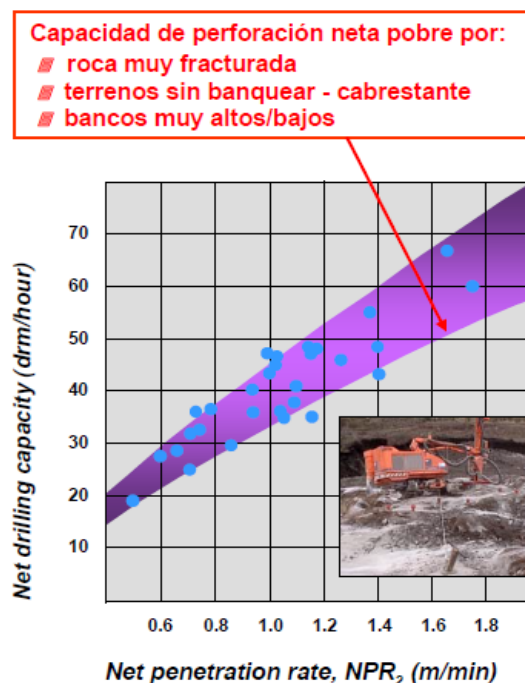


Figura 2.31: Relación entre velocidad de penetración y perforación.

Fuente: Selección de equipos y aceros de perforación Sandvick.

El análisis técnico-económico y de productividad se realizara de manera completa, sin olvidar que el equipo tiene una capacidad limitada y que si este es sobrecargado se disminuye su vida útil encareciendo al mismo tiempo los costos de operación y de mantenimiento.

Para estimar el número de equipos de perforación, se realizara la división entre el ritmo de producción estimado y la capacidad de perforación de cada equipo, se debe de tener en cuenta que la perforación debe estar siempre delante de la voladura y extracción, por este motivo se recomienda aumentar el ritmo de producción estimado en un 20% a 30%, dependiendo de las condiciones de operación.

2.2.4.2.8 Armonía en el diseño

La armonía en el diseño se refiere a la simetría de las labores, así como a la estética de este, esta simetría y estética debe estar ligada siempre a la productividad de los equipos de perforación, ritmo de producción y secuencia de minado.

La materialización del diseño en terreno debe verse bien, es decir armónico, si no es así lo más probable es que no esté bien hecho y tal vez esté mal diseñado. Las consecuencias de ello pueden ir desde la inhabilitación de sectores productivos hasta el colapso general de la explotación (no sólo del bloque involucrado sino de varios sectores del yacimiento).

2.2.4.2.9 Minimizar desarrollos

La tónica de todo diseño está enfocada a minimizar desarrollos y preparaciones, sin que esto afecte a la productividad, secuencia de minado, ritmo de producción, estabilidad de las explotaciones y los costos, no siendo el orden de los mencionados el orden de prioridad de estos.

La minimización de los desarrollos y las preparaciones debe siempre estar ligada a un buen diseño y a los buenos resultados en la explotación.

2.2.4.2.10 Seguridad

Uno de los factores más importantes de considerar son los relacionados a la seguridad, lo cual incluye tanto la estabilidad de las labores como el ambiente de trabajo. Es por ello que es importante tomar en cuenta las características de los sistemas de perforación potencialmente utilizables, en función de la producción requerida y evaluar las distintas medidas de seguridad y prevención de riesgos necesarias, como por ejemplo los caudales de aire necesarios en función del personal y los equipos, sostenimiento global o de sectores especiales (Distancia de los puntos de perforación y la voladura, accesos a las áreas de perforación, etc.), vías de evacuación, entre otras.

La seguridad en el diseño de minado, en cualquiera de los métodos de minado debe tenerse en cuenta como una de las restricciones primarias, todo diseño debe estar ligado íntegramente a la seguridad, minimizando los riesgos y el tiempo de exposición a estos, pero sin descuidar la productividad y los costos.

La adecuada y criteriosa combinación de estos factores nos permitirá acceder a un diseño, construcción eficiente y segura de nuestros niveles y subniveles de

perforación, la cual se podrá extender, incluyendo las modificaciones y consideraciones necesarias, al diseño de una explotación subterránea completa y dinámica.

2.2.4.3 Diseño del sistema de transporte

El diseño del sistema de transporte consiste en evaluar, cuál sería la mejor alternativa para el transporte del mineral y el desmonte a sus destinos, en el caso del mineral la parrilla de la planta concentradora y en el caso del desmonte los botaderos, el relleno de los tajos explotados, los diques de la relavera, etc. Esto obedece a un planeamiento de evacuación de estos materiales.

Los sistemas pueden ser transporte por volquetes o dumpers, fajas transportadoras, locomotoras, skip de izaje o una combinación de dos o varios de estos, esto depende de la infraestructura existente en el caso de minas en operación, el costo, la inversión, la productividad, condiciones socio-ambientales, condiciones de seguridad y salud y el plan estratégico de la empresa.

Para el cálculo del rendimiento de los volquetes o dumpers y el balance de estos equipos con el LHD, se usan las expresiones:

El rendimiento de los camiones se estima con la expresión:

$$R_{Cam/Dum} = \frac{N_c * C_t * F_{llt} * \rho_{mi}}{(1 + \varepsilon)}$$

$R_{Cam/Dum}$	Rendimiento del Camión o Dumper (t/h)
N_c	Número de ciclos por hora del Camión o Dumper (adim.)
C_t	Capacidad nominal de tolva del Camión o Dumper
F_{llt}	Factor de llenado de tolva del Camión o Dumper
ρ_{mi}	Densidad in situ del material
ε	Esponjamiento del material

El número de ciclos por hora del Camión o Dumper se calcula con la expresión:

$$N_c = \frac{60}{(T_{Cam/Dum-c} + T_{Cam/Dum-d} + T_{Cam/Dum-vt} + T_{Cam/Dum-m})}$$

Dónde:

N_c	Número de ciclos por hora del Camión o Dumper
$T_{Cam/Dum-c}$	Tiempo de carga del Camión o Dumper (min)
$T_{Cam/Dum-d}$	Tiempo de descarga del Camión o Dumper (min)
$T_{Cam/Dum-vt}$	Tiempo de viaje total del Camión o Dumper (min)
$T_{Cam/Dum-m}$	Tiempo de maniobras del Camión o Dumper (min)

El tiempo total de viaje del Camión o Dumper se calcula con la expresión:

$$T_{Cam/Dum-vt} = 60 * \left(\frac{D_{Cam/Dum-vc}}{V_{Cam/Dum-vc}} + \frac{D_{Cam/Dum-vv}}{V_{Cam/Dum-vv}} \right)$$

Dónde:

$T_{Cam/Dum-vt}$	Tiempo de viaje total del Camión o Dumper (min)
$D_{Cam/Dum-vc}$	Distancia de viaje cargado del Camión o Dumper (km)
$D_{Cam/Dum-vv}$	Distancia de viaje vacío del Camión o Dumper (km)
$V_{Cam/Dum-vc}$	Velocidad de viaje cargado del Camión o Dumper (km/h)
$V_{Cam/Dum-vv}$	Velocidad de viaje vacío del Camión o Dumper (km/h)

Para el balance del sistema LHD – Camión/Dumper, se usaran las expresiones:

$$R_{Cam/Dum} = \frac{n_{pases-LHD-Cam/Dum} * C_{c-real-LHD} * 60}{(T_{Cam/Dum-c} + T_{Cam/Dum-d} + T_{Cam/Dum-vt} + T_{Cam/Dum-m})}$$

$$C_{c-real-LHD} = \frac{C_{c-LHD} * F_{ulc-LHD} * \rho_{mi}}{(1 + \varepsilon)}$$

$$N_{c-LHD-Cam/Dum} = \frac{\left(\frac{C_{t-Cam/Dum} * F_{llt-Cam/Dum} * \rho_{mi}}{(1 + \varepsilon)} \right)}{C_{c-real-LHD}}$$

$$n_{pases-LHD-Cam/Dum} = ENTERO(N_{c-LHD-Cam/Dum})$$

$$T_{Cam/Dum-vt} = 60 * \left(\frac{D_{Cam/Dum-vc}}{V_{Cam/Dum-vc}} + \frac{D_{Cam/Dum-vv}}{V_{Cam/Dum-vv}} \right)$$

Dónde:

$R_{Cam/Dum}$	Rendimiento del Camión o Dumper (t/h)
$n_{pases-LHD-Cam/Dum}$	Numero de pases de LHD para llenar el Camión o Dumper
$C_{c-real-LHD}$	Capacidad real de cuchara del LHD
$T_{Cam/Dum-c}$	Tiempo de carga del Camión o Dumper (min)
$T_{Cam/Dum-d}$	Tiempo de descarga del Camión o Dumper (min)
$T_{Cam/Dum-vt}$	Tiempo de viaje total del Camión o Dumper (min)
$T_{Cam/Dum-m}$	Tiempo de maniobras del Camión o Dumper (min)
C_{c-LHD}	Capacidad nominal de cuchara del LHD
$F_{llc-LHD}$	Factor de llenado de cuchara del LHD
ρ_{mi}	Densidad in situ del material
ε	Esponjamiento del material
$N_{c-LHD-Cam/Dum}$	Numero de ciclos por hora del Camión o Dumper
$C_{t-Cam/Dum}$	Capacidad nominal de tolva del Camión o Dumper
$F_{llt-Cam/Dum}$	Factor de llenado de tolva del Camión o Dumper
$D_{Cam/Dum-vc}$	Distancia de viaje cargado del Camión o Dumper (km)

$D_{Cam/Dum-vv}$	Distancia de viaje vacío del Camión o Dumper (km)
$V_{Cam/Dum-vc}$	Velocidad de viaje cargado del Camión o Dumper (km/h)
$V_{Cam/Dum-vc}$	Velocidad de viaje vacío del Camión o Dumper (km/h)

El balance entre “n” Camiones o Dumper y el equipo LHD, si consideramos que este se encuentra saturado de Camiones o Dumpers, esto significa que el tiempo en que el camión o dumper se demora en ir al destino, descargar, retornar al punto de carga y maniobrar debe ser menor o igual al tiempo que se demora el LHD en cargar a los (n-1) Camiones o Dumper restantes, con esto:

$$T_{LHD-carga-(n-1)Cam/Dum} = (n_{Cam/Dum} - 1) * N_{c-LHD-Cam/Dum} * (T_{LHD-c} + T_{LHD-d} + T_{LHD-vt} + T_{LHD-m})$$

$$T_{LHD-carga-(n-1)Cam/Dum} \geq T_{Cam/Dum-d} + T_{Cam/Dum-vt} + T_{Cam/Dum-m}$$

$$n_{Cam/Dum} = 1 + \left[\frac{C_{c-real-LHD} * (T_{Cam/Dum-d} + T_{Cam/Dum-vt} + T_{Cam/Dum-m})}{C_{t-real-Cam/Dum} * (T_{LHD-c} + T_{LHD-d} + T_{LHD-vt} + T_{LHD-m})} \right]$$

Dónde:

$n_{Cam/Dum}$	Número de camiones o Dumpers
$C_{c-real-LHD}$	Capacidad real de cuchara del LHD
$C_{t-real-Cam/Dum}$	Capacidad real de la tolva del Camión o Dumper

Las herramientas de cálculo para la estimación de la capacidad de transporte de los equipos son las mismas que se mencionaron anteriormente y estas son: El criterio (sentido común), Juicio experto, simulaciones, cálculos de rendimiento de equipo, cálculos con el VAN, La IRR de la inversión y el análisis del costo marginal.

El análisis técnico-económico y de productividad se realizara de manera completa, sin olvidar que los equipos tienen una capacidad limitada y que si este es sobrecargado se disminuye su vida útil encareciendo al mismo tiempo los costos de operación y de mantenimiento.

2.2.4.4 Diseño del sistema de sostenimiento

El diseño del sistema de sostenimiento para este método de minado es el cable bolting, este sistema aumenta la estabilidad de las unidades de explotación, y nos puede dar mayor seguridad para la operación de los equipos de extracción.

Esto también merece una análisis técnico-económico para determinar si esta alternativa es viable, el análisis se debe hacer de manera completa y teniendo en cuenta que incrementar el sostenimiento nos sube los costos y nos hace el ciclo de minado más amplio, lo que se traduce a menor productividad, en la mayoría de unidades mineras donde se utiliza el método de minado sub level stoping, no usan este tipo de sostenimiento.

2.2.4.5 Diseño del sistema de relleno o mejora de la estabilidad después de la explotación

Este método de minado se caracteriza por dejar espacios vacíos después de su explotación, se puede mejorar la estabilidad global de la mina realizando el relleno de estas unidades de explotación con cualquier tipo de relleno (relleno detrítico, relleno cementado, relleno hidráulico, en pasta, etc.), en algunos casos el relleno puede ser parte del ciclo de minado y en otros casos se rellenara los espacios vacíos solo para mejorar la estabilidad local y contribuir a mejorar la estabilidad global de la mina.

El relleno, sea de cualquier tipo necesita una inversión desde muy pequeña hasta una de gran envergadura, para decidir si se realizara esta actividad después de la explotación se debe hacer un análisis técnico-económico completo y un análisis beneficio costo, si el relleno es parte del ciclo de minado, indudablemente que se realizara la actividad pero se debe evaluar en cuanto incrementara la inversión y el costo por esto.

2.2.4.6 Diseño del sistema de servicios (Agua industrial, aire comprimido, energía eléctrica)

El diseño del sistema de servicios, es decir al abastecimiento de agua industrial, aire comprimido y energía eléctrica, depende básicamente del ritmo de producción, ya

que este indicara en cada actividad la cantidad de equipos, personal, y con esto la necesidad en cantidad de estos servicios, para el diseño de estos sistemas de servicios, se debe optar por las mejores alternativas donde también se evalúen las condiciones sociales y ambientales, para el abastecimiento de agua industrial se debe se optar por una recirculación del agua para su reúso con “cero” vertimientos a vasos receptores naturales, esto incrementara el costo de abastecimiento de este servicio pero es un gasto necesario, a la vez disminuirá otros costos indirectos. Para el abastecimiento de aire comprimido se debe optar por abastecer todas las áreas de desarrollo con la mínima cantidad de estaciones de generación de aire comprimido, en algunos casos se puede considerar estaciones de generación de aire comprimido que se trasladen a otras zonas, cuando cierre la zona donde estuvo trabajando previamente. Para el abastecimiento de energía eléctrica se debe tener el mismo principio que para el aire comprimido, se deben realizar la mínima cantidad de estaciones y subestaciones eléctricas, y hacer un diseño integral del abastecimiento de todas las zonas de la mina, de acuerdo al consumo estimado se debe realizar el análisis técnico-económico de la construcción de estaciones de generación de energía eléctrica (hidroeléctricas, energía eólica, etc.), o la otra opción es la compra de energía a proveedores.

En proyectos nuevos de gran magnitud, se tiene que optar por la construcción de estas estaciones de generación de energía.

2.2.4.7 Diseño del sistema de ventilación

El diseño del sistema de ventilación, depende mucho del planeamiento del desarrollo de la mina, para el diseño de debe considerar el nivel más bajo que se desea ventilar, la necesidad de aire en cada uno de los niveles y/o labores, la geometría de las labores a desarrollar, el método de minado, la reglamentación existente. El objetivo de esto es buscar el sistema que nos ventile las labores de acuerdo a la necesidad de estas, y a la vez nos dé el mínimo costo de operación y la menor inversión para su implementación.

Son muy conocidos los software que nos pueden facilitar este cálculo, el juicio experto y el sentido común, también juegan un papel muy importante en este diseño.

En el método de minado sub level stoping se debe asegurar la ventilación del nivel base de extracción, pues estas labores son las que tendrán mucha necesidad de ventilación, mientras que los subniveles de perforación la necesidad de ventilación es mínima.

2.2.5 Estimación del ciclo de producción

El ciclo de producción del método de minado sub level stoping en vetas o cuerpos, tiene un ciclo regular pero que no necesariamente es uno a continuación del otro, este ciclo consiste básicamente en: perforación, voladura, Sostenimiento (si este se considera), extracción y transporte.

$$Ciclo_{produccion} = Ciclo_{perf} + Ciclo_{extraccion} + Ciclo_{sostenimiento} + Ciclo_{transporte}$$

Para la perforación en toneladas perforadas por periodo, se considera:

$$Ciclo_{perf} = Cap_{perf-total} * Ratio_{perf}$$

Para la extracción en toneladas extraídas por periodo, se considera:

$$Ciclo_{extraccion} = Cap_{extraccion-total}$$

Para el sostenimiento en toneladas sostenidas por periodo, se considera:

$$Ciclo_{sostenimiento} = Cap_{sostenimiento-total} * Ratio_{sostenimiento}$$

Para el transporte en toneladas transportadas por periodo, se considera:

$$Ciclo_{Transporte} = Cap_{transporte-total}$$

Con estos ciclos se verificara las relaciones entre estos, la relación entre el ciclo de perforación y el ciclo de extracción debe estar en el rango de [1.5; 3.5], la relación entre el ciclo de extracción y el de transporte debe estar en el rango de [1.1; 1.8], la relación entre el ciclo de perforación y el de sostenimiento debe estar en el rango de [1.1; 1.5], estas relaciones son estimadas en base al juicio experto del autor, pero estas pueden cambiar de acuerdo a las condiciones de operación y diseño de la geometría

del tajo. Si las relaciones no se cumplen se pueden hacer correcciones para llegar a estas, el cálculo de los periodos por ciclo se estima con la expresión:

$$Periodos_{ciclo} = \frac{Ciclo_{perf}}{Ciclo_{perf}} + \frac{Ciclo_{perf}}{Ciclo_{extraccion}} + \frac{Ciclo_{perf}}{Ciclo_{sostenimiento}} + \frac{Ciclo_{perf}}{Ciclo_{transporte}}$$

Con este ciclo de producción se ajustara el ritmo de producción estimado:

$$Ciclo_{perf} * Periodos_{ciclo} \geq Ritmo Produccion_{estimado}$$

Con esto estimamos la vida del tajo, y esta vida del tajo será el tiempo que se deberá preparar uno o los tajos de reemplazo.

$$Vida_{tajo} = \frac{Reservas_{minables}}{Ritmo Produccion_{estimado}}$$

$$Vida_{tajo} \geq T_{preparacion-tajo-reemplazo}$$

Dónde:

Ciclo_{perf} Ciclo de perforación en toneladas perforadas por periodo en un ciclo

Ciclo_{extracción} Ciclo de extracción en toneladas extraídas por periodo en un ciclo

Ciclo_{sostenimiento} Ciclo de sostenimiento en toneladas sostenidas por periodo en un ciclo

Ciclo_{transporte} Ciclo de transporte en toneladas transportadas por periodo en un ciclo

Periodos_{ciclo} Número de periodos por ciclo de producción

2.3 Estimación de costos y evaluación económica del método de minado

2.3.1 Aspectos generales

La complejidad de las actividades de investigación y explotación de los yacimientos minerales, caracterizadas por la incertidumbre que las rodea y el alto costo de capital requerido para su realización, acentúan la necesidad de invertir según criterios selectivos de eficacia, estudiando las diversas alternativas para intentar acercarse a la solución óptima, tanto en el plano técnico como en el económico.

Cualquier proyecto minero, independiente de la fase en la que se encuentre ya sea en la etapa de investigación, evaluación o desarrollo presenta una dimensión económica ineludible que debe realizarse antes de asignar los recursos necesarios para llevarlo a cabo.

A continuación se describen los pasos para realizar una estimación de costos y una evaluación económica del método de minado.

2.3.2 Estimación de las reservas minables y valor del mineral

Para estimar las reservas minables del método de minado se tendrá en cuenta la recuperación del método de minado, para estimar la recuperación del método de minado se considerara los pilares de rumbo y buzamiento, así como las pérdidas operativas, y la dilución del método de minado, esta dilución calculada con el método de O' Hara.

Para calcular las reservas minables nos ayudaremos con las expresiones:

$$R_{min} = R_g * Rec_{mm} * (1 + D(\%)_{mm})$$

Dónde:

R_{min}	Reservas minables (t)
R_g	Reservas geológicas totales del tajo (t)
Rec_{mm}	Recuperación del método de minado (%)
$D(\%)_{mm}$	Dilución del método de minado (%)

Para determinar las leyes diluidas de acuerdo al método de minado, se utilizara la expresión:

$$Ley_{dil} = \frac{R_g * Rec_{mm} * Ley_g}{R_{min}}$$

Dónde:

Ley_{dil}	Ley diluida
-------------	-------------

R_g	Reservas geológicas totales del tajo (t)
Rec_{mm}	Recuperación del método de minado (%)
Ley_g	Ley geológica
R_{min}	Reservas minables (t)

Para calcular el valor del mineral, se recurrirá a la metodología utilizando los valores de punto, los valores de punto nos dan factores por cada contenido metálico del mineral de cabeza sobre la base de datos metalúrgicos y comerciales. En su desarrollo se considera las actuales condiciones de la capacidad de producción e infraestructura, así como los niveles de productividad y condiciones del mercado de metales.

Los factores por cada contenido metálico multiplicado por las leyes de cabeza del mineral, nos proporcionaran el valor comercial unitario de ese mineral. Es decir, se incorpora el proceso de producción y comercial completamente a las leyes del mineral in-situ.

Los componentes de estos factores son; cotizaciones internacionales, condiciones de contrato (deducciones obligatorias, deducciones a leyes, maquilas, fletes, seguros, etc.), estos dos nos definen las recuperaciones comerciales; las recuperaciones metalúrgicas, el tonelaje del mineral de cabeza, el tonelaje de concentrados, las leyes de mineral de cabeza y el grado del concentrado, estos cinco últimos nos definen la recuperaciones metalúrgicas.

La limitación del modelo radica, en que considera la infraestructura y tamaño de organización del momento que se desarrolla el mismo. En consecuencia, si cambian las condiciones de capacidad de producción y/o del mercado de metales, los factores obtenidos no asumirán dicho cambio.

La expresión para determinar el valor de mineral es:

$$VPT = Ley_{met\ 1} * F_{met\ 1} + Ley_{met\ 2} * F_{met\ 2} + Ley_{met\ 3} * F_{met\ 3} + Ley_{met\ 4} * F_{met\ 4}$$

Dónde:

VPT Valor por tonelada de mineral

Ley_{met} Ley de cabeza de los metales

F_{met} Factor del contenido metálico

2.3.3 Estimación de los costos de minado

En resumen el costo de minado, es el gasto desde la preparación de los bloques de mineral para la explotación del tajeo hasta la puesta de mineral en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

Estos costos para el método de minado consideran los costos referidos a mano de obra, herramientas, accesorios de perforación, materiales e insumos para la voladura, el sostenimiento, el costo de los equipos, el costo de transporte y el costo de servicios e instalaciones mineras.

2.3.4 Estimación de los costos de producción

El costo de producción, es la suma del costo de minado, los servicios generales y el costo del procesamiento de minerales.

2.3.5 Estimación de los costos de operación

El costo de operación, es la suma del costo de producción, la comercialización de concentrados, los gastos administrativos, la depreciación y amortización y los gastos del plan de cierre.

Tabla 2.10: Costos de minado, producción y operación.

+	PREPARACIONES
+	EXPLOTACION
	PERFORACION
	VOLADURA
	ACARREO
	TRANSPORTE
+	SERVICIOS ADMINISTRATIVOS MINA
+	SERVICIOS AUXILIARES MINA
	COSTO DE MINADO
+	PROCESAMIENTO DE MINERALES
+	SERVICIOS GENERALES
	COSTO DE PRODUCCION
+	COMERCIALIZACION DE CONCENTRADOS
+	GASTOS ADMINISTRATIVOS
+	DEPRECIACION Y AMORTIZACION
+	PLAN DE CIERRE
	COSTO DE OPERACIÓN

Fuente: Elaboración propia.

2.3.6 Estimación del margen de utilidad

Para determinar el margen de utilidad del método de minado, se considera el valor económico del mineral y el costo unitario de operación.

Empleando la siguiente expresión se calcula el margen de utilidad a obtener con la aplicación del método de minado.

$$Marg_{util} = VPT - CO_{unit}$$

Dónde:

Marg _{útil}	Margen de utilidad (USD/t)
VPT	Valor por tonelada de mineral (USD/t)
CO _{unit}	Costo unitario de operación (USD/t)

Tabla 2.11: Valor de mineral, aporte marginal y margen de utilidad

COSTO DE OPERACIÓN (con inversiones)	
COSTO DE OPERACIÓN (sin inversiones)	
+	VALOR METAL 1
+	VALOR METAL 2
+	VALOR METAL 3
+	VALOR METAL 4
VALOR DE MINERAL	
+	VALOR DE MINERAL
-	COSTO DE OPERACIÓN (sin inversiones)
APORTE MARGINAL	
+	VALOR DE MINERAL
-	COSTO DE OPERACIÓN (con inversiones)
MARGEN DE UTILIDAD	

Fuente: Elaboración propia.

2.3.7 Evaluación económica

El objetivo de esta evaluación es obtener una base cuantitativa. Dada la importancia de la generación de los flujos de caja en el tiempo, para la evaluación final, es necesario considerar el valor del dinero en el tiempo, para ello se emplea los métodos de evaluación económica usando los criterios del valor presente neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR).

2.3.7.1 Evaluación económica según el criterio del valor presente neto (VAN)

Para estimar el valor presente neto se ha emplea una tasa de actualización que en suma expresa la garantía de rendimiento mínimo de la inversión. La selección de esta tasa de actualización se considera crítica para la evaluación de este método de evaluación, pues esta descuenta los flujos de caja anuales.

Para calcular el valor presente neto se actualizan los flujos de efectivo llevándolos a valor presente, luego se suma el valor presente de cada flujo y se le resta la inversión inicial.

La inversión inicial para la implementación y/o cambio de método de minado se debe calcular con la mayor certeza, pues esta puede tener mucha relevancia en los resultados.

El valor presente neto se calcula con la expresión:

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=j}^{t=n} \frac{BN_j}{(1+i)^t}$$

Dónde:

VAN Valor presente neto

I_0 Inversión inicial

i Tasa de actualización o costo de oportunidad

BN_j Beneficio neto actual desde $j=1$ hasta n años

n Periodo de duración

Si el valor presente neto (VAN) tiene valores positivos, significa que la rentabilidad de la inversión está por encima de la tasa de actualización. Esto garantiza que la inversión inicial se recupera y se obtendrá el retorno financiero.

2.3.7.2 Evaluación económica según el criterio de la tasa interna de retorno (TIR)

La tasa interna de retorno o tasa interna de rentabilidad (TIR) de una inversión es el promedio geométrico de los rendimientos futuros esperados de dicha inversión, y que implica por cierto el supuesto de una oportunidad para “reinvertir”. En términos simples, diversos autores la conceptualizan como la tasa de descuento con la que el valor actual neto o valor presente neto (VAN) es igual a cero.

La TIR puede utilizarse como indicador de la rentabilidad de un proyecto: a mayor TIR, mayor rentabilidad; se utiliza como uno de los criterios para decidir sobre la aceptación o rechazo de un proyecto de inversión. Para ello, la TIR se compara con una tasa mínima, tasa de corte o el coste de oportunidad de la inversión (si la inversión no tiene riesgo, el coste de oportunidad utilizado para comparar la TIR será la tasa de rentabilidad libre de riesgo). Si la tasa de rendimiento del proyecto (expresada por la TIR) supera la tasa de corte, se acepta la inversión; en caso contrario, se rechaza.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=j}^{t=n} \frac{BN_j}{(1 + TIR)^t} = 0$$

Dónde:

VAN Valor presente neto

I_0 Inversión inicial

TIR Tasa de interna de retorno

BN_j Beneficio neto actual desde $j=1$ hasta n años

n Periodo de duración

La TIR o tasa de rendimiento interno, es una herramienta de toma de decisiones de inversión utilizada para conocer la factibilidad de diferentes opciones de inversión.

El criterio general para saber si es conveniente realizar un proyecto es el siguiente:

Si $TIR > r$; Se aceptará el proyecto. La razón es que el proyecto da una rentabilidad mayor que la rentabilidad mínima requerida.

Si $TIR < r$; Se rechazará el proyecto. La razón es que el proyecto da una rentabilidad menor que la rentabilidad mínima requerida.

Donde; r representa el costo de oportunidad.

CAPITULO III

APLICACIÓN DE LA METODOLOGIA EN EMPRESA MINERA LOS QUENUALES – UNIDAD MINERA YAULIYACU – SECCION V

3.1 Aspectos preliminares para la explotación del tajeo 625 Veta M – Nv 3300 sección V

Con la finalidad de realizar simulaciones más próximas a las características in-situ y corroborar los planteamientos del diseño de explotación por parte de Planeamiento de mina, se han tomado datos referidos a la resistencia de la roca y mineral, así como un mapeo detallado de fallas estructurales para fines de evaluación de la dirección de los esfuerzos. Se procesaron los datos y se evaluaron los cortes transversales entregados por parte de Geología sobre la veta M en el Nivel 3300.

Luego de la evaluación de todas las interacciones previas sobre esta materia, podemos adelantar que existe un planteamiento técnico compartido entre Geología y Planeamiento mina. Ambas divisiones sustentan varias posiciones, de las cuales podemos tomar las siguientes consideraciones preliminares:

- El método de minado definido por planeamiento de mina, corresponde al sub level stoping con taladros largos.
- Considerando que las labores de acceso al tajeo en la mina, están ubicadas en la caja techo, debemos considerar adecuados dimensionamientos de pilares y

distancias adecuadas del By pass al tajeo, en razón que en la explotación, la caja techo es la que presentará mayores problemas de estabilidad que la caja piso.

- Considerar que la columna del espesor de los pilares así como del By pass deben ser uniformes. Los pilares deben que ser diseñados, de preferencia en la columna de la parte estéril del mineral.
- La recuperación de puentes y pilares, considerada como una etapa posterior a la explotación del tajo, tiene que ser posible si se consideran accesos adecuados.
- Con la finalidad de disminuir en lo posible el volumen de la dilución, el control de la perforación y voladura de taladros largos será riguroso.
- Con los datos tomados de campo y que serán correlacionados con los datos tomados por el Ing. David Córdova, se realizarán simulaciones transversales de la veta M en la parte más ancha, y las conclusiones serán vertidas en el informe final de diseño.
- Con la finalidad de realizar adecuados diseños del método de minado, la mina debe contemplar realizar ensayos de los parámetros intrínsecos de la roca y mineral en un laboratorio de Mecánica de Rocas, así como una evaluación geomecánica más detallada del contorno del área de reserva.

3.2 Diseño geomecánico del tajo 625 Veta M del Nv 3300 – Sección V

3.2.1 Estudio preliminar del dimensionamiento geomecánico

Se trata del futuro Tajeo 625, porque ahora todavía no es tajeo. Entre los Nvs 3300 y 3000 hay un cuerpo mineralizado que llega hasta 15m de potencia, teniendo un caballo estéril en la parte central. La roca asociada a este cuerpo es generalmente Regular A (IIIA).

Se realizó el dimensionamiento geomecánico de este tajeo, conjuntamente con el Ing. Responsable del Área de Control de Calidad y Geomecánico. Los resultados preliminares obtenidos de este dimensionamiento han indicado lo siguiente:

La distancia mínima de ubicación del by pass en la caja techo, en el Nv 3300 es de 11m. El tajeo puede abrirse en toda la dimensión del cuerpo hasta una longitud en rumbo de la estructura mineralizada de unos 35m, recomendándose dejar un pilar de buzamiento de unos 5m de ancho para continuar el minado en el rumbo de la estructura. El puente que debe quedar respecto al Nv 3000 debe ser de unos 6m de altura.

Estos resultados deben ser tomados como una primera aproximación, que reflejan el comportamiento de la masa rocosa en un ambiente altamente esforzado. Es recomendable que el personal de geomecánica lleve a cabo una recopilación sistemática de la información geológica y geomecánica para verificar estas estimaciones iniciales, puesto que ya tienen la metodología para hacerlo.

3.2.2 Dimensionamiento geomecánico del tajeo 625 Veta M – Nv 3300

La mineralización de la veta M en el Nivel 3300, ocurre en un cuerpo irregular de 6.0 a 13.0 metros en la parte con más potencia, alineado en dirección entre N 50° - 60° E con buzamiento promedio de 74° NW. La longitud del cuerpo irregular de mayor potencia varía de 110m a 120m y la profundidad reconocida en el Nivel 3300 es de aprox. 750m a 800m, el cual representa un esfuerzo vertical de alrededor de 15 MPa.

La calidad de la masa rocosa, utilizando el criterio de Bieniawski (1989), es mayormente Regular A (IIIA – RMR 51-60) y en menor proporción Buena (II – RMR 61-70). Una de las características resaltantes de esta zona es la presencia de areniscas silicificadas, rocas estas conocidas en Yauliyacu por ser susceptibles a estallar bajo condiciones de altos esfuerzos, debido a que son duras pero frágiles.

Las rocas encajonantes son areniscas y areniscas silicificadas de la formación Capas rojas casapalca. El acceso es por la caja techo y para establecer el método de minado por subniveles utilizando taladros largos, se realizó inspecciones, un muestreo preliminar de datos estructurales principalmente fallas, toma de datos de resistencia in-situ, algunas condiciones geomecánicas del yacimiento y las diferentes condiciones prácticas del minado.

3.2.3 Estructura de la masa rocosa

La información geomecánica concerniente a la estructura de la masa rocosa del yacimiento fue registrada en varias visitas al Nivel 3300, por el cual consideramos que el resultado del procesamiento de datos, es válido para el estudio, pero de igual forma el ajuste tiene que realizarlo el Dpto. de Geomecánica en conjunto con Planeamiento mina.

De esta información, para propósitos de aplicación del METODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD, se han extraído 138 rasgos estructurales perteneciente solo a fallas en el Nv. 3300 y a la Resistencia de la roca y mineral por medio del Martillo de Smith.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado sobre el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y forma del tajo.

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Dónde:

- Q' es el índice de calidad Q modificado.
- A es el factor de esfuerzo en la roca.
- B es el factor de ajuste por orientación de las juntas.
- C es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S, para la superficie del tajo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la sección transversal de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”.

Usando los valores del número de estabilidad N' y el radio hidráulico S, se puede estimar la estabilidad de un tajeo a partir del gráfico de estabilidad.

Clasificación Q'

El índice de Calidad modificado Q' es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de fallas de la masa rocosa. El cociente J_w/SRF , se considera como 1.0.

El resultado de los cálculos del valor Q' promedio mínimo fue de 5.0.

Factor del esfuerzo in-situ en la roca

El factor de esfuerzo en la roca "A" refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta " σ_c " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración " σ_1 "

Magnitud de esfuerzos *in situ*

El encampane es de 800 Metros. A estas profundidades, según los estudios de mediciones de esfuerzos realizados por primera vez en el Perú (Informe interno – Geomecánica Latina / GLSA 2006) y correlación de datos con la tectónica Andina de acuerdo a las investigaciones del Instituto Geofísico del Perú, y otras mediciones del mundo, se obtuvieron los datos de sollicitaciones de esfuerzos Máximos y Mínimos las cuales se rigen por curvas promedios de verdaderos datos *in situ* las cuales fueron aplicados al modelo de simulación, presentado en este informe:

Esfuerzos principales Mínimos:

Z (m.)	σ_v (Mpa)	σ_{Hm} (Mpa)
800	13.50	14.18

La precisión de la ubicación de los tensores de esfuerzos en 3D, lo veremos en la segunda parte sobre "La orientación o dirección de esfuerzos in situ"; en definitiva, con estos resultados previos de magnitud, podremos concluir que: A profundidades entre los 800 metros de encampane, los esfuerzos horizontales son notablemente mayores que los verticales. Esto pudo constatarse en el campo con el estudio de tipos de fallas predominantes, que en la mayoría de los casos obedece a un tipo Inverso u

oblicua con desgarre. Por lo tanto el esfuerzo horizontal medio (σ_{Hm}), será considerado como el esfuerzo principal mayor.

Dirección de esfuerzos *in situ*

Según el mapeo de fallas conjugadas (de aquellos que se formaron por un evento tectónico principal o reciente) y análisis estereográfico, se determinó lo siguiente:

$$\sigma_1 = N 62^\circ W / 67^\circ \quad \sigma_2 = S 76^\circ E / 22^\circ \quad \sigma_3 = S 15^\circ W / 06^\circ$$

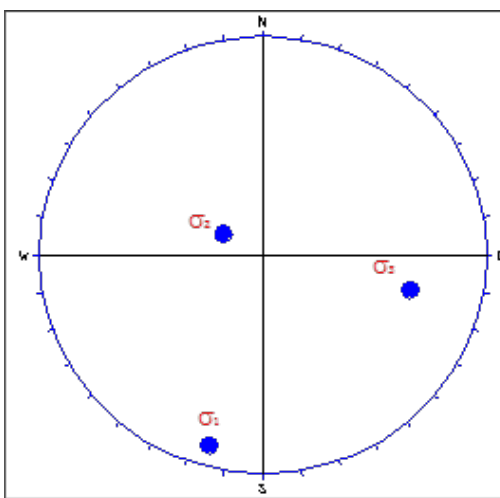


Figura 3.1: Análisis estereográfico de fallas conjugadas para la determinación de la orientación de esfuerzos *in situ*.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

Ahora para establecer el esfuerzo compresivo inducido, se efectuó un modelamiento numérico simulando las condiciones geomecánicas presentes y la geometría del tajeo en el corte transversal sección 1120.

El modelamiento numérico se realizó utilizando el programa PHASES, última versión. Las propiedades mecánicas y físicas para el modelo Geomecánico fueron determinadas con instrumentos geomecánicos y otros derivados de comparaciones de ensayos realizados en litologías similares en diversas partes del Perú. Estos fueron corroborados con datos de ensayos de diversas litologías hechos en laboratorios del Perú, publicadas por diversos medios como tesis, libros, web, etc.

Los siguientes son los parámetros ingresados al modelo:

Tabla 3.1: Datos para el modelo geomecánico.

DATOS PARA EL MODELO GEOMECÁNICO		
	Roca	Mineral
Peso Unitario	0.026MN/m ³	0.030MN/m ³
Modulo Young (E)	15300 Mpa	17090 Mpa
Coef. Poisson (ν)	0.20	0.25
Criterio de falla	Hoek – Brown	Hoek – Brown
Resist. Comp. Uniaxial	138.01 Mpa	153.30 Mpa
m	1.5	0.34
s	0.004	0.0001
Tipo de material	Elástico	Elástico

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

Los tensores 2D que actúan directamente en las secciones para el Modelo, son σ_1 y σ_2 , como se grafica en la figura 2:

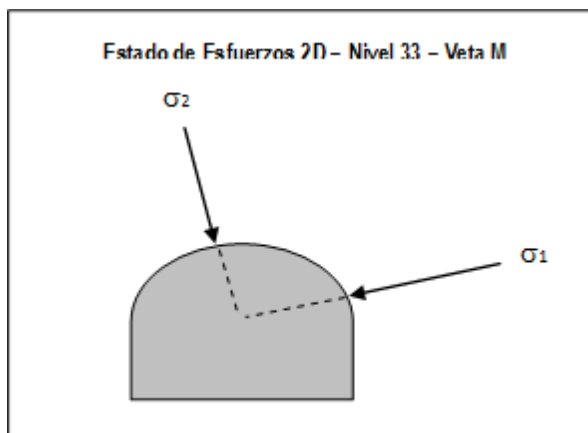


Figura 3.2: Representación de los tensores 2D.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

Ahora, para la consideración de Planeamiento Mina, la simulación se realizó solo al corte transversal de la parte más ancha de la Veta M (Sección 1120) y la salida de la simulación solo muestra el resultado referente al Factor de Seguridad, considerando que las excavaciones estables tienen un factor de Seguridad mayor a 1.5

La simulación se refiere al minado del tajeo en una dimensión equivalente a los siguientes rangos:

- 50%, de la potencia de la veta M, hasta el primer subnivel.

- 75%, de la potencia de la veta M, hasta el primer subnivel.
- 100% de la potencia de la veta M, hasta el primer subnivel (área entre el Nivel 3300 y el primer subnivel).

Las figuras 3 y 4, muestran las mallas utilizadas.

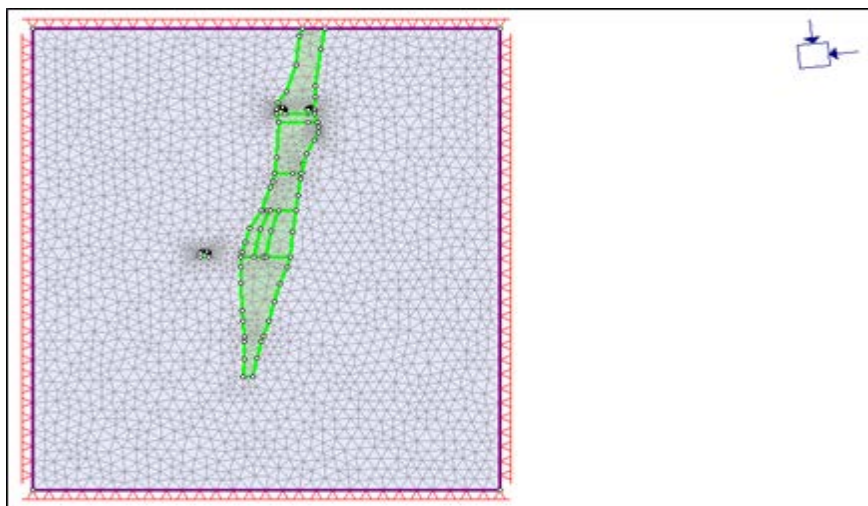


Figura 3.3: Malla utilizada para el modelo geomecánico / cerrado.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

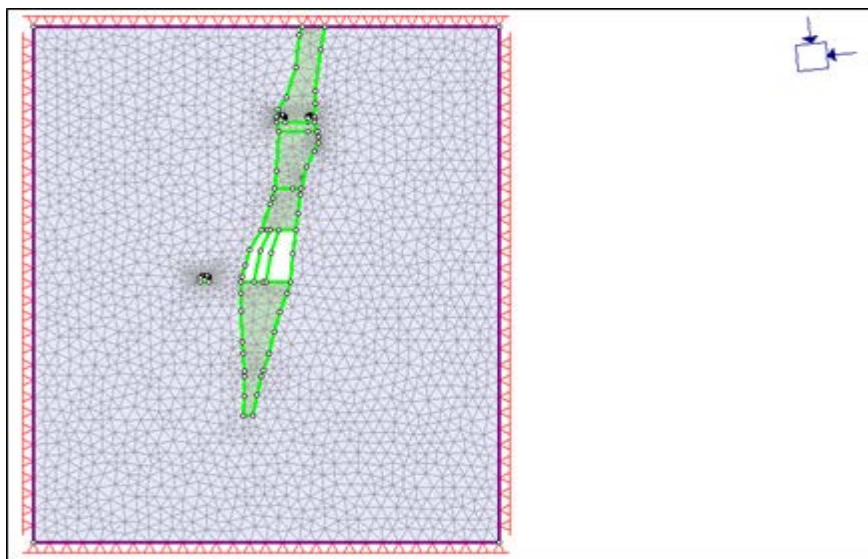


Figura 3.4: Malla utilizada para el modelo geomecánico / abierto.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

La salida del modelamiento muestra los contornos de Factor de Seguridad, por cada porcentaje de minado y son mostrados en las figuras 3.5, 3.6 y 3.7.

Modelo geomecánico de la Veta M – Nv 3300 / factor de seguridad

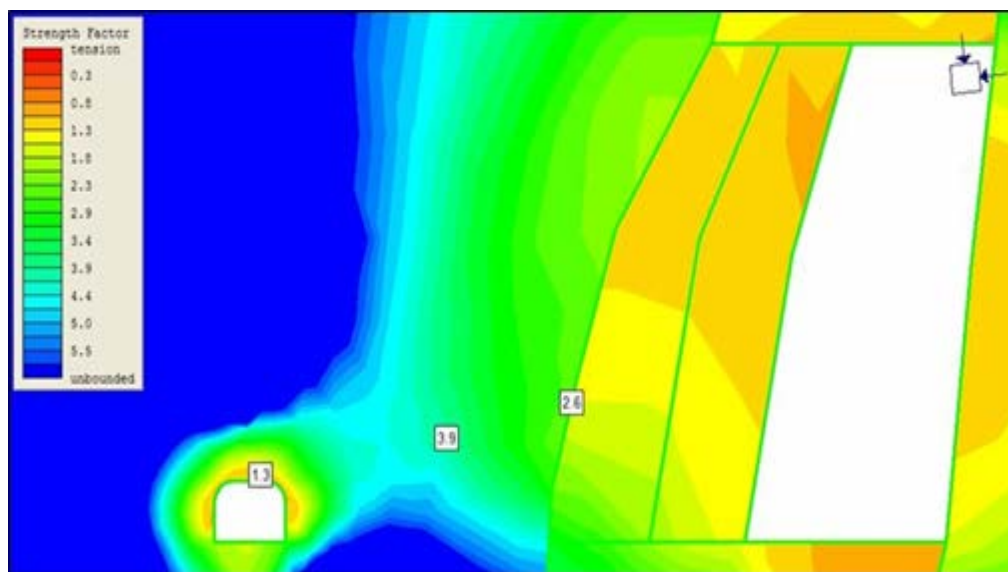


Figura 3.5: Con explotación desde las Ventanas (Nv 3300) al Subnivel superior – 50%.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

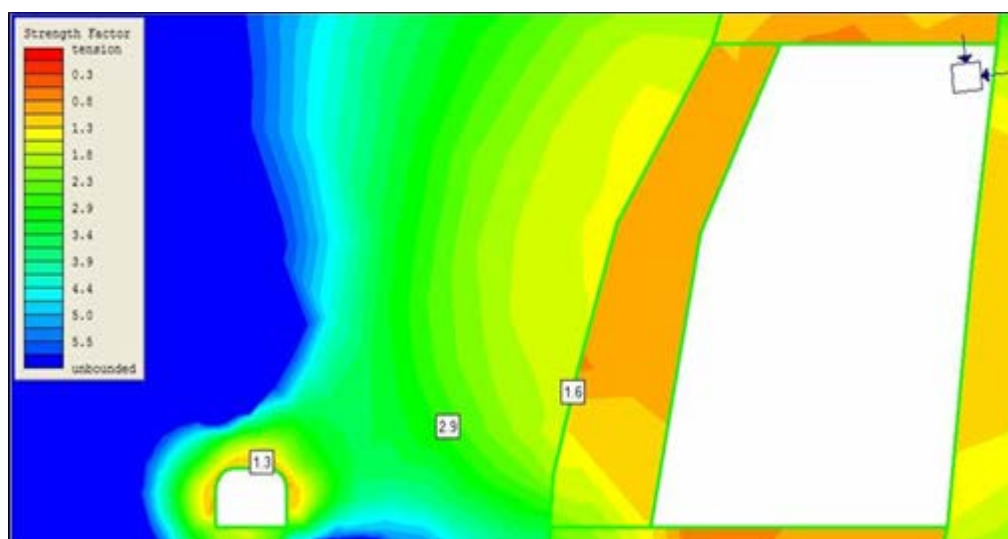


Figura 3.6: Con explotación desde las Ventanas (Nv 33) al Subnivel superior – 75%.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

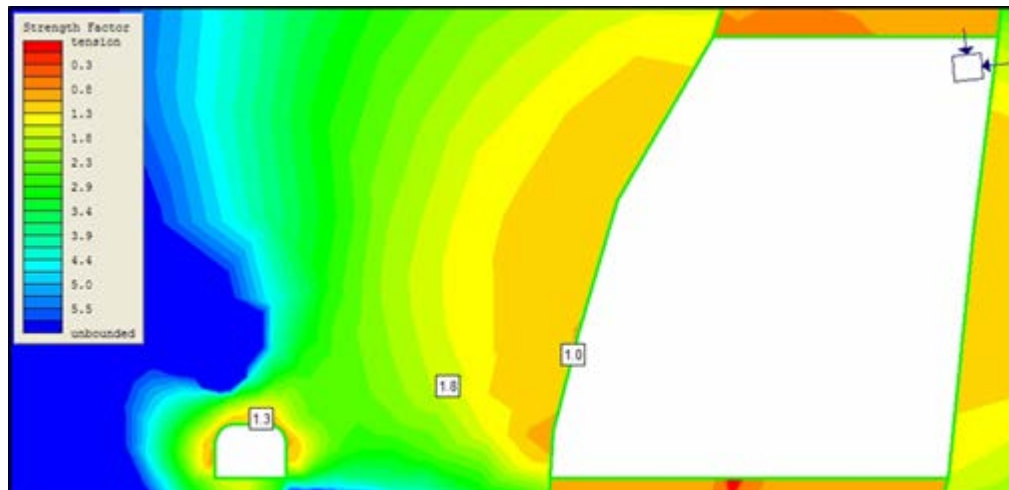


Figura 3.7: Con explotación desde las Ventanas (Nv 33) al Subnivel superior – 100%.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

En resumen, los cálculos arrojan valores de $\sigma_c/\sigma_{max} > 10$, luego para todos los casos evaluados el factor de esfuerzo promedio de la roca tiene un valor de:

$$A = \text{Factor de esfuerzo de la Roca} = 1.00$$

Factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades

El factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades B, toma en cuenta la influencia de éstas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie se más pequeño, será más fácil que el puente de roca intacta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

En nuestro caso el análisis preliminar de fallas por medio del programa DIPS, indica que la masa rocosa del yacimiento, en el Nivel compuesto, presenta hasta tres familias de fallas estructurales y una aleatoria, los que pueden observarse en el diagrama estereográfico presentado en la figura 3.8.

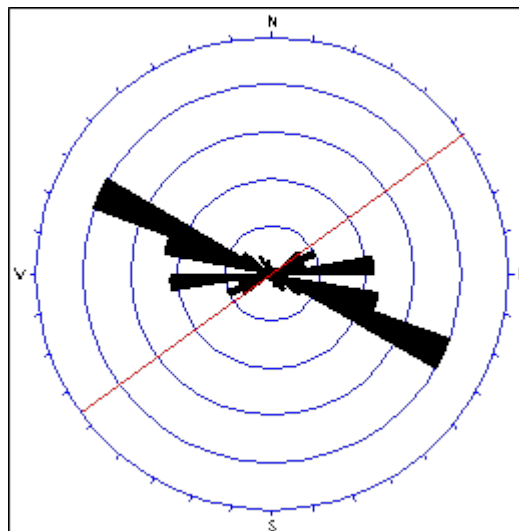


Figura 3.8: Diagrama en rosas vs orientación del eje principal del cuerpo mineralizado.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

En la veta M, los sistemas de fallas críticas, para los componentes del corte transversal modelado nos dan un valor promedio de:

$$B = \text{Factor de orientación de la estructura} = 0.50$$

Factor de ajuste preliminar por efecto de la gravedad

El factor C es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

El cálculo promedio respectivo arroja lo siguiente:

$$C = \text{Factor de ajuste por gravedad} = 4.20$$

Método gráfico de estabilidad

Según el procedimiento de diseño señalado en la introducción y utilizando los datos desarrollados previamente, se ha calculado el número preliminar de estabilidad N' para la caja techo, siendo el resultado lo siguiente:

$$N = 10.5$$

Según la figura 3.9, para los valores N' determinados, los valores del radio hidráulico S , para diferentes condiciones de estabilidad del tajeo.

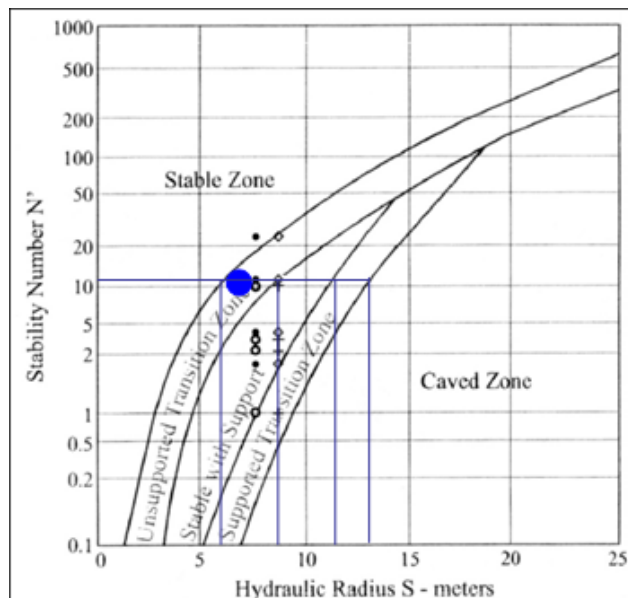


Figura 3.9: Estabilidad de acuerdo al método gráfico de estabilidad.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

Condición Tajeo: Zona de transición sin Soporte – Estable ($N = 10.5 / S = 7$ y 9)

Teniendo definido el radio hidráulico, el diseño está basado sobre considerar las dimensiones conocidas del tajeo, para luego definir la tercera dimensión del mismo.

Compatibilizando las dimensiones, y considerando que el tajeo será minado en una altura de 75 a 80 metros (plano de la mina), en las siguientes potencias del cuerpo se podrá llegar hasta 40.0m en el rumbo de la estructura mineralizada de condiciones “Zona de transición sin soporte”, recomendándose dejar un pilar de Buzamiento de 5.0 – 7.0m de ancho, para continuar con el minado en el rumbo de la estructura.

De la intersección del Número de estabilidad N' y el Radio Hidráulico “ S ” obtenido se determina que la zona se encuentra cerca la límite entre una “Zona estable sin sostenimiento” hacia una “estable con sostenimiento”, debido a esto el Relleno debe jugar un papel muy importante para impedir desprendimientos de caja, el Relleno debe ser contemplado de manera inmediata, lo cual se corrobora en el modelamiento

al tener factores de seguridad muy próximos a uno en las cajas, es decir que al encontrarnos en el equilibrio límite la labor debe ser rellenada.

El puente que se debe dejar con respecto al Nv 3000 debe ser como mínimo de 6.0 metros efectivos, los factores de seguridad en la estabilidad de este puente se puede incrementar en la medida que se rellene el Tajo, ya que el factor de seguridad se va encontrar en el equilibrio límite cuando se comience a minar hacia el Nv 2700.

Se debe sostener el By Pass en su totalidad así como los accesos al Tajo, el sostenimiento recomendado es Pernos Helicoidales de 7' a taladro lleno, espaciados a 1.0 x 1.0 metros, mas malla tejida la cual deberá ser instalada de gradiente a gradiente.

Debemos tener presente que el uso de cualquier modelo numérico significa la obtención de una solución aproximada a la solución real del problema considerado.

Al avanzar el progreso del minado, se comenzara a dejar cavidades vacías de considerable tamaño, principalmente en el sector N. con esto hay mucha probabilidad del aumento de la sismicidad inducida en este sector producto de las grandes cavidades.

Se puede anticipar que a medida que aumente el tamaño de las excavaciones minadas irá también en aumento la sismicidad inducida por el minado, por lo que es altamente recomendable la utilización del relleno de las cavidades vacías.

Se recomienda una verificación rápida de las características geométricas de este tajeo, durante su operación, y a la vez es recomendable llevar a cabo una reevaluación geomecánica de los diferentes componentes estructurales asociados al mismo, con la nueva data geológica producto del avance del minado y con la información geomecánica que debe ser desarrollada por el personal del Departamento de Geomecánica.

En conclusión hay tres aspectos importantes asociados con la geomecánica en el Tajeo 625:

- El sostenimiento con pernos de roca de anclaje repartido + malla metálica tejida, Split sets para aberturas temporales y barras helicoidales para excavaciones

permanentes. Los split sets deben tener como mínimo 7 pies de longitud, y las barras helicoidales deben ser cementados en toda la longitud y no parcialmente.

- El relleno de las cavidades vacías a medida que progresa el minado a fin de minimizar la sismicidad inducida por el mismo. Lo ideal sería un relleno cementado, pero el relleno detrítico también ayuda al fin citado.
- La reevaluación geomecánica de este tajeo a fin de chequear el dimensionamiento de sus diferentes componentes estructurales, en base a la información geomecánica que debe ser desarrollada según los estándares dados. Las unidades de explotación deben tener las dimensiones de 9.5mx80.0mx40.0m, donde 9.5m es el ancho de minado promedio, 80.0m es la altura abierta máxima del tajeo y 40.0m es la longitud máxima abierta sobre el rumbo de la estructura.

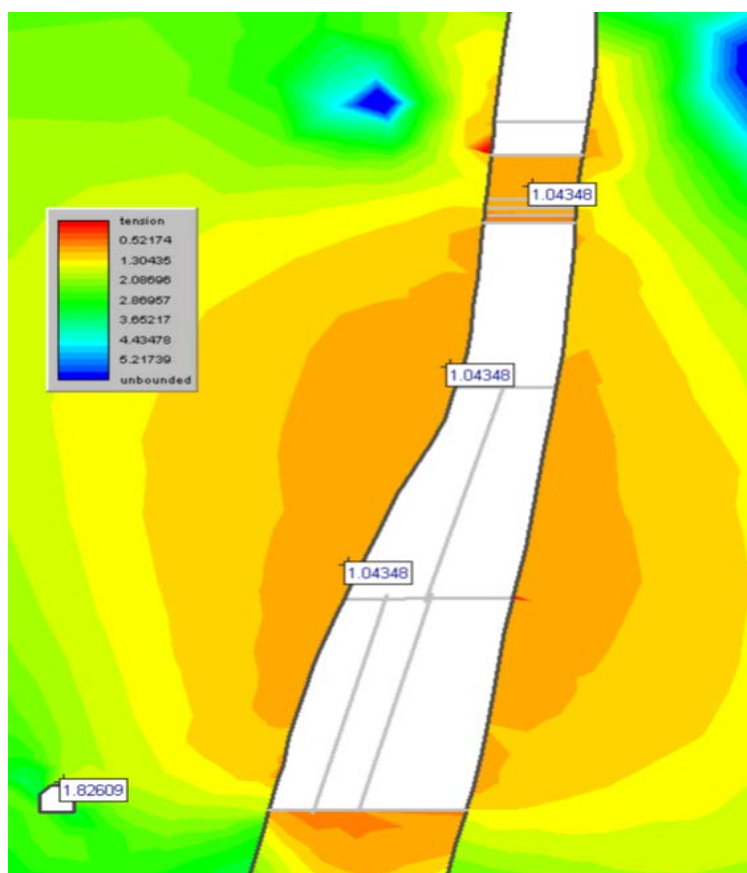


Figura 3.10: Modelamiento geomecánico por PHASE 2.

Fuente: Informe interno geomecánico – Tajeo 625.

3.3 Diseño operacional del tajo 625 Veta M del Nv 3300 – Sección V

3.3.1 Determinación del Burden y el espaciamiento máximo

Para la determinación del burden y el espaciamiento máximo se utilizó el modelo empírico de RUSTAN, se consideró un diámetro de 64mm:

El burden y el espaciamiento máximo se definieron en 1.6m y 1.9m respectivamente.

3.3.2 Calculo de la Longitud máxima de los taladros

Para el caculo de la longitud máxima de los taladros, se consideró la ecuación de MCKENZIE, considerando un diámetro de taladro de 64mm, el factor de desviación dentro del rango de 0.02 a 0.025 y el burden máximo líneas arriba determinado:

La longitud máxima de los taladros se determina entre 14.0m y 17.0m para taladros perforados en positivo y negativo.

3.3.3 Calculo del burden y espaciamiento practico

Para el cálculo del burden y espaciamiento practico, se consideraron los parámetros antes mencionados, donde la desviación máxima esperada es de 0.564m, y el factor de desviación está dentro del rango 0.020 y 0.025:

El burden y espaciamiento práctico se determina en 1.40m y 1.70m respectivamente.

3.3.4 Calculo de la dilución del método de minado

Para el cálculo de la dilución del método de minado, se utilizó el método de O' Hara con el factor de dilución de O' Hara de 50, el ancho de veta de 8.75m y buzamiento promedio de la estructura mineralizada de 74°:

La dilución se estimó en 17.58%, considerando que se puede llegar a una dilución promedio de 20%, y mejorar esta dilución con los controles operativos rigurosos en la operación de perforación y voladura.

3.3.5 Determinación de los escudos en la caja techo y piso

La determinación de los escudos para la caja techo y piso de la estructura mineralizada, se determina considerando la influencia del overbreak de los taladros, la influencia de la voladura del taladro el ancho de veta y el ancho de minado y la desviación de los taladros:

Los escudos de la caja techo y la caja piso se determinaron en 0.4m y 0.2m respectivamente.

3.3.6 Estimación del ritmo de producción del tajeo

Para la estimación del ritmo de producción del tajeo, se toma en consideración el cuadro que a continuación se presenta:

Tabla 3.2: Resumen de la estimación del ritmo de producción.

MINING METHODS	NORMAL		ALTO	
	PRODUCTIVIDAD (t/mes)		PRODUCTIVIDAD (t/mes)	
Sub level stoping	4,000	9,000	6,000	23,000
	AV ≤ 3.0m		AV ≥ 3.0m	

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Se escoge un ritmo de producción de 21,000 t/mes; Para esto se tomaron en cuenta las estadísticas de producción y el juicio experto del diseñador. Se considerara una humedad de 5% para el acarreo, con lo que el ritmo de producción sería 22,050 t/mes

3.3.7 Estimación de los equipos de acarreo

Se realizó la evaluación para equipos scoop diesel de 1.5Yd³; 2.5Yd³ y 3.5Yd³, donde se consideró para todos estos una disponibilidad mecánica de 85%, una utilización efectiva de 68%, con lo que las horas efectivas de operación consideradas para el cálculo fueron de 416h.

El balance nos arrojó que se puede trabajar con un equipo de 1.5Yd³ y uno de 2.5Yd³, para una distancia de 100m como máximo.

El balance nos arrojó que se puede trabajar con dos equipos de 2.5Yd³, para una distancia de 150m como máximo.

El balance nos arrojó que se puede trabajar con un equipo de 3.5Yd³ y uno de 2.5Yd³, para una distancia de 200m como máximo.

Se escoge trabajar con un scoop de 3.5Yd³ y uno de 2.5Yd³, porque nos cubre el ritmo de producción estimado, nos da holgura en la operación y considerando que el block estimado de reservas geológicas tiene una longitud de 228m, y esto se puede manejar con dos alas de producción con el echadero medianamente centrado.

3.3.8 Estimación de los equipos de perforación

Se realizó la evaluación para equipos electrohidráulicos de perforación SIMBA H 157; RAPTOR y RAPTOR MINI, donde se consideró para todos estos una disponibilidad mecánica de 85%, una utilización efectiva de 68%, con lo que las horas efectivas de operación consideradas para el cálculo fue de 416h.

De las estadísticas de explotación, se sabe que para anchos de vetas mayores a 4.5m la perforación específica está en el rango de 3.5t/m a 4.5t/m, de esto, calculamos los metros que necesitamos de perforación para el ritmo de producción estimado.

Del balance nos arrojó, que se puede trabajar con un SIMBA H157.

Del balance nos arrojó, que se puede trabajar con un RAPTOR.

Se decide trabajar con el SIMBA H157, por que cubre el ritmo de producción estimado, nos da una holgura para la producción y es un equipo más versátil por ser autopulsado. Se considera también que se trabajara en algunos momentos con el RAPTOR como equipo de apoyo para la operación. Esto para manejar de manera adecuada las distancias entre las áreas de perforación y las áreas de voladura, mantener la secuencia de minado, resolver problemas operativos de perforación y voladura, etc.

3.3.9 Determinación de las secciones de las labores

Considerando las dimensiones de los equipos de perforación y acarreo ya seleccionados, se determinaron las secciones de las labores de preparaciones y desarrollos del método de minado:

Tabla 3.3: Resumen de cálculos para determinar las secciones de las labores.

EQUIPO	DIMENSIONES					
	OPERACIÓN			TRASLADO		
	ANCHO	ALTO	LARGO	ANCHO	ALTO	LARGO
Scoop 2.5 Yd ³	1.7	2.0	7.2	1.7	2.0	7.2
Scoop 3.5 Yd ³	2.2	2.3	7.6	2.2	2.3	7.6
Simba H 157	1.6	3.2	7.4	1.4	2.0	9.5

LABOR	EQUIPOS	
	OPERACIÓN	TRANSITO
Galería base	Scoop 2.5Yd3, 3.5Yd3 y SIMBA H157	SIMBA H157
Cruceros de extraccion	Scoop 2.5Yd3, 3.5Yd3	SIMBA H157
By pass de extraccion	Scoop 2.5Yd3, 3.5Yd3	SIMBA H157
Rampa de acceso a sub niveles de perforacion		Scoop 3.5Yd3, SIMBA H157
Cruceros de acceso a Sub niveles de perforacion		Scoop 3.5Yd3, SIMBA H157
Sub niveles de perforacion	SIMBA H157	SIMBA H157

LABOR	EQUIPOS				SECCION		SECCION FINAL	
	EQUIPOS OPERACIÓN		EQUIPO TRANSITO		ANCHO	ALTO	ANCHO	ALTO
	ANCHO MAX	ALTO MAX	ANCHO MAX	ALTO MAX				
Galería base	2.2	3.2	1.4	2.0	3.20	3.5	3.5	3.5
Cruceros de extraccion	2.2	2.3	1.4	2.0	3.20	3.0	3.5	3.0
By pass de extraccion	2.2	2.3	1.4	2.0	3.20	3.0	3.5	3.0
Rampa de acceso a sub niveles de perforacion			2.2	2.0	3.20	2.5	3.5	3.0
Cruceros de acceso a Sub niveles de perforacion			2.2	2.0	3.20	2.5	3.5	3.0
Sub niveles de perforacion	1.6	3.2	1.4	2.0	2.60	3.5	3.5	3.5

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Para esto se tomó en cuenta, las condiciones operacionales y las condiciones del decreto supremo vigente.

3.3.10 Calculo de la longitud y orientación de los cruceros de extracción

Para determinar la longitud de los cruceros de extracción, se consideró la longitud que ocupa la carga de mineral dentro de este, la longitud de visera que se afectara por condiciones geomecánicas de la roca en el proceso de explotación, la longitud del equipo de acarreo, la holgura y el impulso de operación del equipo:

Se determinó que el ángulo de reposo del mineral está dentro del rango de 38° a 40°.

La longitud de los cruceros de extracción se determina en 14.0m, Esto considerando también que la distancia mínima del área de explotación al By pass de extracción según geomecánica debe ser de 13.0m.

Para determinar la orientación de los cruceros de extracción se consideró que:

Cuando los cruceros son perpendiculares al By pass se puede entrar con los equipos hacia las dos direcciones del hastial de crucero, esto nos ayuda a tener doble influencia de limpieza.

Cuando los cruceros de extracción tienen una inclinación con respecto a la By pass la influencia de limpieza se limita hacia uno de los hastiales del crucero.

Los cruceros perpendiculares disminuyen el rendimiento de los equipos LHD, pero disminuyen la cantidad de desarrollos en cruceros.

La distancia mínima del By pass al área de explotación según los cálculos geomecánicos debe ser de 13.0m, con lo que si se hacen cruceros inclinados respecto del By pass, estos serían de mayor longitud.

De este análisis, se decidió hacer cruceros perpendiculares al By pass de extracción.

3.3.11 Calculo de las distancias entre los cruceros de extracción

Para calcular la distancia entre los cruceros de extracción, se consideró:

Que los equipos LHD van a trabajar con telemandos dentro de las unidades de explotación, a través de la galería de explotación recolección.

Los equipos LHD con telemandos tienen un menor rendimiento, por la maniobra con los telemandos.

Los equipos LHD con telemando tienen un alcance máximo de 25m, pero su respuesta efectiva al 100% es de 19m.

Las longitudes de limpieza de los equipos LHD con telemando, deben de traslaparse por lo menos 2.0m a 3.0m.

El operador telecomanda el equipos LHD a una distancia mínima de 2.5m a 3.0m.

Se debe considerar que entre dos cruceros de extracción existe un pilar y que este debe de durar toda la vida del tajo como mínimo.

Del diseño geomecánico, el área de pilar efectivo mínimo para este caso se determinó en 280m²

Si la longitud de los cruceros de extracción está dentro de los 14.0m.

Tabla 3.4: Resumen de cálculo para la distancia entre cruceros.

AREA AFECTIVA MINIMA		L_{cx-ext}	ANCHO PILAR EFECTIVO		a_{cx-ext}	D_{cx-ext}			
280	m ²	14.5	m	19.3	m	3.5	m	22.8	m
280	m ²	14.0	m	20.0	m	3.5	m	23.5	m
280	m ²	13.5	m	20.7	m	3.5	m	24.2	m
280	m ²	13.0	m	21.5	m	3.5	m	25.0	m
280	m ²	12.5	m	22.4	m	3.5	m	25.9	m
280	m ²	12.0	m	23.3	m	3.5	m	26.8	m

PARA CRUCEROS PERPENDICULARES AL BY PASS							
RESPUESTA EFECTIVA	DIST. OP - LHD	TRASLAPE LIMPIEZA	INFLUENCIA				
19.0	m	3.0	m	2.0	m	28.0	m

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Cuando los cruceros son perpendiculares al By pass se puede entrar con los equipos hacia las dos direcciones del hastial de crucero, esto nos ayuda a tener doble influencia de limpieza.

Los cruceros perpendiculares disminuyen el rendimiento de los equipos LHD, pero disminuyen la cantidad de desarrollos en cruceros.

Del análisis, podemos decidir que la distancia de los cruceros de extracción apropiada es de 26.5m.

3.3.12 Determinación de la longitud del tajeo

Debemos de tomar en cuenta que cuando se estimó la dimensión y la flota de equipos, se utilizó distancias máximas de 200.0m.

Tenemos definido que la longitud de los cruceros de extracción es de 14.0m y que la distancia del By pass al Ore pass está dentro del rango de los 25.0m a los 40.0m.

Realizando un balance entre la distancia máxima que recorrerá el equipo de acarreo y las distancias líneas arriba mencionadas, estimamos que la longitud del tajo debe de estar entre los 220.0m a los 250.0m.

Teniendo en cuenta la condición geomecánica que las unidades de explotación tienen una longitud sobre el rumbo de 40.0m como máximo y que los pilares de buzamiento deben tener un ancho de 6.0m, determinamos que la longitud del tajeo debe ser 230.0m, dentro del tajeo existirán cinco unidades de explotación y que la distancia del By pass de extracción al Ore pass de extracción debe de estar dentro del rango de 30.0m a 35.0m.

3.3.13 Estimación de la producción por crucero de extracción

Del diseño geomecánico se determinó que las unidades de explotación tendrían las dimensiones máximas de 10.62m de ancho de minado, 80.0m de altura y 40.0m de longitud, los pilares de rumbo deberán tener una altura de 6.0m y los pilares de buzamiento tendrán un ancho de 6.0m.

Con esto podemos estimar que la producción por cada unidad de explotación es de 102,631.68t y habiendo determinado que dentro del tajeo existirán cinco unidades de explotación, se puede estimar que el tajeo tendrá una producción total de 513,158.40t.

Si consideramos que la distancia entre los cruceros de extracción fue determinada en 26.5m, podemos deducir que dentro del tajo existirán ocho o nueve cruceros de extracción como máximo, con lo que por cada crucero de extracción se estima una producción de 57,017.60t a 64,144.80t.

Se debe considerar que esta producción es mayor a la real pues, no se ha descontado el tonelaje que se extrae por la ejecución de los subniveles de perforación y la galería base de extracción-recolección.

Este tonelaje está dentro del rango de producción admisible por crucero de extracción, para las características de la roca.

3.3.14 Grado de sustentación

El grado de sustentación debe de estar dentro de 55% a 65%, se realizó el cálculo para ocho y nueve cruceros de extracción y considerando las dimensiones de las labores antes determinadas.

Tabla 3.5: Resumen de cálculos del grado de sustentación.

GRADO DE SUSTENTACION				
n_{cx-ext}	8.0	uni	9.0	uni
AREA PILARES	2,474.5	m ²	2,431.6	m ²
GS	55.9	%	54.9	%

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Se determina que deben de existir ocho cruceros de extracción, para tener un grado de sustentación aceptable de 55.9%.

3.3.15 Estimación de la distancia entre subniveles

Considerando el factor de rigidez tanto para la altura de perforación positiva y negativa, estas alturas no deben ser menos de 6.27m, se calculó la sobre perforación de los taladros y esta debe de estar dentro del rango de 0.44m a 0.46m.

Para perforación de taladros positivos entre 15.0m y 20.0m, el rendimiento promedio es de 13.85m/h.

Para perforación de taladros negativos entre 15.0m y 20.0m, el rendimiento promedio es de 12.50m/h.

Se considerara el factor de desviación para perforación positiva de 0.025 y para perforación negativa de 0.030.

Del análisis, se determina que las longitudes máximas de perforación de taladros positivos y negativos son de 17.0m y de 15.0m respectivamente.

Con lo que la geometría aproximada del cuerpo se puede estimar las alturas máximas de perforación positiva y negativa.

Tabla 3.6: Resumen de cálculos para la distancia entre subniveles.

AV	8.75	m
$a_{\text{sub-niv}}$	3.50	m
$L_{\text{max perf posit}}$	17.00	m
$L_{\text{max perf negat}}$	15.00	m
$h_{\text{perf posit max}}$	15.69	m
$h_{\text{perf negat max}}$	13.56	m

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Del análisis, se desprende que la altura de perforación positiva debe de estar dentro del rango de 7.0m a 15.5m y la altura de perforación negativa debe de estar dentro del rango de 7.0m a 13.5m.

3.3.16 Estimación de la altura del tajeo

Se decide hacer perforación positiva y negativa desde los subniveles de perforación, con taladros ciegos para hacer la mínima cantidad de subniveles o minimizar las preparaciones.

Considerando que la altura de la galería de extracción-recolección es de 3.5m y la altura de los subniveles de perforación es de 3.5m.

Tabla 3.7: Resumen de cálculos de estimación de altura del tajeo.

$n_{\text{sub-niv}}$	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
$h_{\text{perf posit}}$	12	12	12	12	14	14	14	14	16	16	16	16
$h_{\text{perf negat}}$	10	10	10	10	12	12	12	12	14	14	14	14
H_{TALO}	41.0	66.5	92.0	117.5	47.0	76.5	106.0	135.5	53.0	86.5	120.0	153.5

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

De este análisis, determinamos que la altura de perforación positiva será de 14.0m, la altura de perforación negativa será de 12.0m y que se realizaran dos subniveles de perforación.

3.3.17 Perforación de producción

Para la perforación de producción se realizara con barras MF 4' T38, broca de botones retráctil de 2.5" T38, broca de botones escariadora de 3.5", adaptador piloto T38 de conicidad 12° y shank adapter T38.

Los rendimientos estimados para los aceros de producción se muestran en el cuadro siguiente:

Tabla 3.8: Resumen de aceros de perforación seleccionados y la vida estándar.

ACEROS DE PERFORACIÓN	VIDA ESTIMADA
BROCA RETRACTIL T38 2.5"	600 m
BARRA MF T38 4'	2300 m
SHANK ADPATER T38 1238	2400 m
BROCA ESCAREADORA 3.5"	900 m
ADAPTADOR PILOTO	1200 m

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

La perforación de los taladros se realizara desde la galería de extracción y recolección con taladros positivos abarcando una altura de perforación máxima de 14.0m con taladros ciegos, la perforación desde los subniveles de perforación se realizara con taladros positivos y negativos, los taladros positivos tendrán una altura máxima de perforación de 14.0m y los taladros negativos tendrán una altura máxima 12.0m.

Desde la galería de extracción recolección se perforaran taladros en abanico, esto para formar el embudo de recolección, desde los subniveles se perforaran taladros en distribución radial, respetando el burden y espaciamiento determinado, en algunos casos llegando al espaciamiento ajustado.

La perforación se realizara con equipo SIMBA H157, que presenta las características siguientes:

Tabla 3.9: Resumen de especificaciones técnicas del Simba H157.**RESUMEN ESPECIFICACIONES TECNICAS**

EQUIPO	SIMBA H 157
PERFORADORA	COP 1238 ME
PERFORACION	PARALELO, ABANICO Y RADIAL POSITIVO Y NEGATIVO
LONGITUD DE TALADROS	HASTA 25 METROS
DIAMETRO PERFORACION	64mm (2.5")
PRODUCCION MENSUAL	5,200 METROS PERFORADOS
DISPONIBILIDAD MECANICA	85%
UTILIZACION EFECTIVA	68%
DESVIACION (25m BMFT38;BR2.5")	8.0% - 10.0%
DESVIACION (15m BMFT38;BR2.5")	3.5% - 4.5%

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

La perforación específica estimada estará dentro del rango de 4.9t/m a 5.0t/m.

La distribución de los taladros se aprecia en el plano adjunto.

Para la construcción de los slot con taladros largos, la longitud de estos llegara hasta 15.0m y contara con cuatro taladros de alivio de 3.5" de diámetro y trece taladros entre arranque ayudas y contra ayudas de 2.5", esta abarcara un área de 2.0mx2.0m.

La perforación específica para los slot se estima dentro del rango de 0.65t/m a 0.75t/m.

La distribución de estos slot se muestra en el plano adjunto.

3.3.18 Voladura de producción

La voladura de producción se realizara con ANFO (Superfam dos), emulsiones encartuchadas (emulnor 3000), detonadores no eléctricos (Excel st), cordón detonante (Pentacord 3p), Armadas de mecha lenta (Carmex), mecha rápida (Z 18).

La distribución de carga en el taladro y en la sección se muestra en el plano adjunto.

La carga específica estimada estará dentro del rango de 0.34kg/t a 0.36kg/t.

Para las chimeneas slot, la voladura se realizara en tramos de 5.0m a 7.0m, se cargaran trece taladros de los diecisiete perforados, estos taladros se cargaran dejando un taco de un metro, se pondrá un taco de material inerte, cuando los taladros

comuniquen a un vacío, se colocaran tapones a modo de taco con una cama de material inerte.

3.3.19 Sistema de ventilación

El sistema de ventilación se diseñó de tal manera de aprovechar el circuito principal de la zona de explotación, este circuito tiene ingreso de aire fresco por el pique principal, recorre las labores de tajeo y el aire viciado se evacua por la chimenea de ventilación Juanita, en el nivel base se instalara ventiladores de 30,000 CFM que trabajaran como booster.

3.3.20 Sistema de transporte

Para el transporte del mineral producto de la explotación, se plantea la construcción de un raise borer de 303.0m que actuara como ore pass principal, que no solo servirá para la explotación de este tajeo sino que también para la explotación de los tajeos adyacentes que son en total cuatro, este ore pass llegara hasta el Nv 3900, donde se deberá construir una tolva electrohidráulica, donde se cargaran los carros mineros de 110ft³ que son arrastrados por locomotoras de 8t, que llevaran el mineral hacia el pocket principal, donde será izado mediante el skip de 12t, hasta el Nv 1700, en donde se transportara hacia las tolvas de la plana concentradora con carros mineros de 180ft³ con locomotoras de 12t.

La evacuación de desmonte producto de las labores de avance y de dilución de mineral y/o descaje se proyecta que se usara en los tajeos de corte y relleno y para el relleno de tajeos antiguos que se deben de rellenar según la recomendación geomecánica para evitar la inestabilidad local y global y para controlar de alguna forma el estallido de rocas que se presenta en la zona, esto abarca el 62% del desmonte generado según la proyección. El 28% restante se evacuara por chimeneas de traspaso hacia el Nv 3900 y programando campañas de evacuación de desmonte por el circuito de transporte del mineral.

3.3.21 Sistema de abastecimiento de servicios

Se evaluó el sistema de abastecimiento de energía eléctrica y este es el adecuado, existe una sub estación eléctrica en el Nv 3300, de donde solo por líneas auxiliares se podrán abastecer sin problemas y con una holgura de 26% a todos los equipos eléctricos que se usaran en la explotación, se consideró los jumbos frontoneros, los jumbos de perforación de producción, los ventiladores para el avance y para la explotación.

De igual forma se evaluó el sistema de abastecimiento de aire comprimido y se determinó que este era el adecuado con una holgura del 52%.

Para el sistema de abastecimiento de agua, se determinó según la evaluación que se presentarían deficiencias durante la operación, no por cantidad de agua requerida sino por presión, la solución para este problema fue la construcción de reservorios en lugares estratégicamente seleccionados, se determinó la construcción de dos reservorios de 150m³ cada uno.

3.3.22 Reducción secundaria

Se estima un 20% de generación de bancos durante la explotación, para esto se ha destinado una cámara de plasteo de estos, cerca del by pass de explotación, se ha considerado realizar estos plasteos junto con la voladura de producción y en horarios determinados con la operación mina y el área de seguridad.

3.3.23 Relleno después de la explotación

Se determinó el relleno de las unidades de explotación por condición geomecánica, pues el área de explotación presenta rocas propensas a estallidos de roca, y para mejorar la estabilidad local y global de la mina, se planteó realizar cuatro chimeneas para este fin que comunicaran al Nv 3000, el relleno será detrítico y la operación se realizara con scoop, después de la explotación de cada unidad de explotación siguiendo la secuencia de minado del tajeo.

3.4 Estimación de costo y evaluación económica del tajo 625 Veta M Nv 3300 – Sección V

3.4.1 Estimación de costo del método de minado sub level stoping en cuerpos

La estimación del costo del método de minado sub level stoping se realizó detalladamente, como se muestra a continuación:

Tabla 3.10: Costo del método de minado sub level stoping.

COSTO DEL METODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING EN CUERPOS (PERFORACION EN PARALELO, ABANICO Y RADIAL)	
LONGITUD DE TAJO	208.0 m
ANCHO DE VETA	8.8 m
ALTURA DE PERF (+)	14.6 m
ALTURA DE PERF (-)	12.5 m
P.E. MINERAL	3.02 t/m ³
P.E. DESMONTIE	2.75 t/m ³
% RECUPERACION	83.07 %
ALTURA DE BLO CK	82 m
BUZAMIENTO DE VETA	74 °
TONELAJE DE BLO CK	468,867.9 t
ANCHO DE PILAR DE BUZAMIENTO	6.0 m
ALTURA DE PILAR DE RUMBO	5.0 m
NUMERO DE PILARES DE RUMBO	1.0 uni
NUMERO DE PILARES DE BUZAMIENTO	4.0 uni
NUMERO DE SUBNIVELES	2.0
NUMEROS DE GALERIAS BASE	1.0
TONELAJE EN PILARES	79,390.9 t
TONELAJE EXTRAIDO EN LA PREPARACION	21,613.7 t
TONELAJE EXPLO TABLE DE BLO CK	367,863.4 t
KGS DE EXPLOSIVO	156,010.9 Kg
FACTOR DE POTENCIA	0.42 Kg/t
MALLA DE PERFORACION	1.4 1.7
N° DE TAL/SECC (+)	15.0 Tal
N° DE TAL/SECC (+) y (-)	12.0 Tal
TIPO DE PERFORACION	Radial, abanico y paralelo
DILUCION	15.5 - 20.0 %

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Tabla 3.10: Costo del método de minado sub level stoping (continuación).

PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
RENDIMIENTO PERF(+)	14.5	m/hr		
RATIO DE PERF (+)	4.91	t/m		
RENDIMIENTO PERF(-)	12.2	m/hr		
RATIO DE PERF (-)	4.98	t/m		
HORAS/GDIA	5.5	horas		
GDIA/DIA	2	Unid		
DIAS/MES	25	dias		
MALLA PERFORACION	2.38	m2		
TONELADAS PERFORACION (+)	212,442.0	t		
TONELADAS PERFORACION (-)	155,430.9	t		
Nº TALADROS POSITIVOS	5,914.3	Uni		
Nº TALADROS NEGATIVOS	4,028.6	Uni		
METROS PERFORADOS PERF (+)	43,267.2	m		
METROS PERFORADOS PERF (-)	31,211.0	m		
HORAS DE PERFORACION (incluido operador)	5,542.2	hr	72.04	399,262.0
Días de perf	503.84	dias		
Subtotal			US\$/Tm	1.09
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.09
ACCESORIOS				
Perforacion positiva	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	2600	m	150	0.06
Barra 4 pies	2500	m	125	0.61
Nº de barras	12.14	Uni		
Broca retractil (64 mm)	600	m	90	0.15
Subtotal			US\$	35,242.61
Perforacion negativa	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	2600	m	150	0.06
Barra 4 pies	2500	m	125	0.52
Nº de barras	10.40	Uni		
Broca retractil (64 mm)	600	m	90	0.15
Broca escareadora (89 mm)	900	m	125	0.14
Barra piloto	1200	m	31	0.03
			US\$	22,799.05
Tubo de PVC (0.4m/tal neg) sistema casing	1000.1	m	1.86	1,860.12
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.16
Costo Total de Perforación			US\$/Tm	1.25

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Tabla 3.10: Costo del método de minado sub level stopping (continuación).

VOLADURA	Rend	unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Kg ANFO/ ML PERFORADO	2.55	Kg/ml		
TACO DE TALADROS	1.5	m		
SECCIONES POR DISPARO	2	Uni		
TIEMPO DE CARGA DE TALADROS (+)	1.33	min/m		
TIEMPO DE CARGA DE TALADROS (-)	1.28	min/m		
TIEMPO DE ENCENDIDO Y RETIRO	15.0	min		
TIEMPO DE VENTILACION	50.0	min		
PRECIO DE CARGADORA DE ANFO	6,870.0	\$		
SECCIONES POR DISPARO	2.0	secciones		
NUMERO DE DISPAROS TAL (+)	62.9	disp		
NUMERO DE DISPAROS TAL (+) y (-)	134.3	disp		
TIEMPO DE CARGA POR DISPARO TAL (+)	9.8	hr/disp		
TIEMPO DE CARGA POR DISPARO TAL (+) y (-)	16.8	hr/disp		
TALADROS POSITIVOS				
Emulnor 3000 de 1 1/2x12	11,828.6	Uni	0.80	9,438.3
Anfo Superfam dos	87,709.3	Kg	0.44	38,592.1
Fanel de 16 mts	5,914.3	Uni	1.22	7,215.4
Fanel de 6.5 mts	5,914.3	Uni	1.01	5,973.4
Guias de seguridad ensamblada 2.1m	131.4	Uni	0.55	71.8
Cordón detonante 3-P	1,518.0	m	0.21	312.7
Sub-total 1			US\$	61,603.7
TALADROS NEGATIVOS				
Emulnor 3000 de 1 1/2x8	4,028.6	Uni	0.80	3,214.5
Anfo Superfam dos	64,178.8	Kg	0.44	28,238.7
Fanel de 16 mts	4,028.6	Uni	1.22	4,914.9
Fanel de 6.5 mts	4,028.6	Uni	1.01	4,068.9
Guias de seguridad ensamblada		Uni	0.55	0.0
Cordón detonante 3-P		m	0.21	0.0
Sub-total 2			US\$	40,436.9
Mano de Obra voladura mecanizada (Cargador+Ayudante+ cargador anfo)	2,870.25	h	42	0.33
Voladura Secundaria	25%			25,510.22
Mano de obra voladura secundaria		2	2.41	192.8
Subtotal			US\$/Tm	0.35
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.67
LIMPIEZA SCOOP 3.5 Yd3	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
RENDIMIENTO (150m)	28	t/hr		
Horas/gdia	6.5			
Gdia/día	2			
Día/mes	25			
Horas de equipo (incluido operador)	13,138.3	hr	78.05	1,025,445.7
Días	1,010.6			
Subtotal			US\$/Tm	2.79
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.79

Fuente: Informe interno Planeamiento e Ingeniería – Tajeo 625.

Tabla 3.10: Costo del método de minado sub level stoping (continuación).

SOSTENIMIENTO	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	
LONGITUD DE CORONA SECCION 3.5x3.5	7.5	m			
LONGITUD DE CORONA SECCION 3.5x3.0	6.7	m			
SOSTENIMIENTO SPLIT SET 7' (1.2x1.2)	5.2	split set/m			
SOSTENIMIENTO PERNO HELICOIDAL 7' (1.3x1.3)	3.9	pernos/m			
RESINAS POR PERNO HELICOIDAL 7'	1.0	resinas/perno			
CEMENTOS POR PERNO HELICOIDAL 7'	4.0	cementos/perno			
SOSTENIMIENTO MALLA SECCION 3.5x3.5	7.5	m2/ml			
SOSTENIMIENTO MALLA SECCION 3.5x3.0	6.7	m2/ml			
NUMERO DE SPLIT SET 7' (Sn y Gl base)	2,100.2	split set			
METROS CUADRADOS DE MALLA (Sn y Gl base)	3,024.2	m2			
NUMEROS DE PERNOS HELICOIDALES 7' (Vn y Bp)	840.4	pernos helicoidales			
METROS CUADRADOS DE MALLA (Vn y Bp)	1,420.3	m2			
PORCENTAJE DE SOSTENIMIENTO (Sn y Gl base)	65.0	%			
PORCENTAJE DE SOSTENIMIENTO (Vn y Bp)	47.0	%			
INSTALACION					
Sostenimiento con split set 5' (Sn y Gl base)			2,100.2	7.95	16,704.5
Sostenimiento con malla (Sn y Gl base)			3,024.2	5.92	17,898.8
Sostenimiento con perno helicoidal 7' (Vn y Bp)			840.4	9.21	7,736.5
Sostenimiento con malla (Vn y Bp)			1,420.3	5.92	8,405.8
Sub-total 1				US\$	50,745.6
MATERIALES					
Split set 5' (Sn y Gl base)			2,100.2	4.37	9,177.7
Malla (Sn y Gl base)			3,024.2	13.67	41,346.0
Perno helicoidal 7' 22mm (Vn y Bp)			840.4	9.02	7,583.6
Resinas (Vn y Bp)			840.4	0.77	649.4
Cementos (Vn y Bp)			3,361.6	0.22	739.6
Malla (Vn y Bp)			1,420.3	13.67	19,417.4
Sub-total 2				US\$	78,913.6
Costo /tonelada				US\$/Tm	0.35
TRANSPORTE CON LOCOMOTORAS Y SKIP					
TONELAJE A TRANSPORTAR (incluido operador)	367,863.4	t			
			0.32		117,716.3
Costo /tonelada				US\$/Tm	0.32
RELLENO POST EXPLOTACION SCOOP 3.5 Yd3					
RENDIMIENTO	23.0	t/hr			
PORCENTAJE DE RELLENO	71.0	%			
VOLUMEN DE RELLENO	237,832.2	t			
Horas de equipo (incluido operador)			10341	78.05	
				US\$	807,078.5
Costo /tonelada				US\$/Tm	2.19
COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES					
	1.0	uni		0.75	0.7475
Costo /tonelada				US\$/Tm	0.75

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

Tabla 3.10: Costo del método de minado sub level stoping (continuación).

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
RAMPA EXPLOTACION 3.5x3.5 (01)	635	m	490.40	311,404.5
CRUCERO 1 3.5x3.0 (01)	23	m	449.54	10,339.5
SUBNIVEL 1 3.5x3.5 (01)	208	m	479.06	99,645.3
CRUCERO 2 3.5x3.0 (01)	24	m	449.54	10,789.0
SUBNIVEL 2 3.5x3.5 (01)	208	m	479.06	99,645.3
BY PASS EXPLOTACION 3.5x3.0 (01)	232	m	449.54	104,293.9
VENTANAS EXPLOTACION 3.5x3.0 (13)	221	m	449.54	99,348.9
CH. SLOT 1.5x1.5 (012)	80	m	165.19	26,430.1
CHIMENEAS RELLENO (05)	45	m	165.19	14,866.9
SUB TOTAL			US\$	776,763.3
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.11
COSTO MINADO (SIN PREPARACIONES)			US\$/Tm	8.32
COSTO MINADO (CON PREPARACIONES)			US\$/Tm	10.44
DESARROLLO EXPLORATORIO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
GALERIA DE EXPLORACION 3.5x3.5 (01)	198	m	479.06	94,854.6
CHIMENEA DE EXPLORACION 1.5x1.5 (01)	120	m	166.25	19,950.2
SUB TOTAL			US\$	114,804.9
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.31
DESARROLLO PRIMARIO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
CRUCERO ACCESO 3.5x3.0 (01)	50	m	449.54	22,477.1
CHIMENEA DE VENTILACION 1.5x1.5 (01)	50	m	165.19	8,259.4
CAMARA VENTILACION 3.0x3.0 (01)	18	m	298.62	5,375.2
CHIMENEA RAISE BORER ORE PASS 1.5x1.5 (01)	303	m	770.23	233,379.7
CAMARAS PARA PARRILLAS ORE PASS 3.5x3.0 (03)	32	m	440.18	14,085.8
SUB TOTAL			US\$	283,577.1
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.54

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

3.4.2 Evaluación económica

Tabla 3.11: Análisis económico del Tajeo 625 Nv 3300.

ANALISIS ECONOMICO DE TAJOS			
TAJO		33 M Tj 625	
RESERVA MINABLE	PROD MENSUAL	MESES	
367,863 TMS	23000 TMS/MES	16.0	
	US\$/TMS	US\$	
Costo de Minado (SIN PREP)	8.32	\$3,060,623	
Planta, MAN, Indirectos	9.96	\$3,663,919	
Costo de Preparación	2.11	\$776,192	
Costo de Producción	20.39	\$7,500,735	
Costo de Desarrollo Primario	1.54	\$566,510	
Capex Exploración	2.62	\$962,644	
Otras Inversiones	1.10	\$404,650	
Inversión	5.26	\$1,933,803	
GASTOS LIMA	2.00	\$735,727	
Costo de Operación	27.65 US\$/TMS	\$10,170,265	
Valor de Mineral	65.28 71.81 US\$/TMS	\$26,415,535	
APORTE MARGINAL	51.42 US\$/TMS	\$18,914,800	
MARGEN DE UTILIDAD	44.16 US\$/TMS	\$16,245,270	

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

3.5 Resumen del diseño tajeo 625 Veta M Nv 3300 Sección V

En resumen los parámetros de diseño geomecánico y operativo son:

3.5.1 Resultados de diseño

Altura entre niveles: 82.0m

Nivel de base: 3300

Nivel de superior: 3000

Número de subniveles: 2

Altura entre subniveles: 26.0m

Altura del pilar puente: 6.0m

Ancho de los pilares de buzamiento: 6.0m.

Distancia entre pilares de buzamiento: 45m

Distancia efectiva entre el área de explotación y el by pass: 13.0m

Longitud máxima de perforación taladros: positivos 16.87m y negativos 14.57m

Longitud de tajo: 230.0m

Ancho de minado: 10.62m

Dilución: 17.0% a 20.0%

Recuperación minera: 83.1%

Burden y espaciamiento: 1.4mx1.7m

Perforación específica: 4.9t/m a 5.0t/m

Carga específica: 0.34Kg/t a 0.36kg/t

Desviación: 2.5% a 3.0%

Ratio de preparación: 219.49t explotables/ml preparación

Aporte de mineral en preparaciones: 23,054.60t (4.92%)

Disponibilidad mecánica: 85% (equipos de acarreo y perforación)

Utilización efectiva: 68% (equipos de acarreo y perforación)

Rendimiento de equipo de acarreo: 24.0t/h (Scoop diesel 2.5Yd³) y 33.0t/h (scoop diesel 3.5yd³)

Rendimiento de equipo de perforación: 12.5m/h a 13.8m/h (Simba H157 y Raptor)

3.5.2 Resultados de operación

Altura entre niveles: 80.0m a 82.0m

Nivel de base: 3300

Nivel de superior: 3000

Número de subniveles: 2 (Sn 625-1 y Sn 625-2)

Altura entre subniveles: 25.0m a 27.0m

Altura del pilar puente: 4.8m a 5.0m

Ancho de los pilares de buzamiento: 5.0m a 5.5m.

Distancia entre pilares de buzamiento: 30m a 45m

Distancia efectiva entre el área de explotación y el by pass: 12.0m a 16.5m

Longitud máxima de perforación taladros: positivos 17.2m y negativos 14.3m

Longitud de tajo: 208.0m

Ancho de minado: 4.6m a 13.3m

Dilución: 15.3% a 21.8%

Recuperación minera: 85.4%

Burden y espaciamiento: 1.3mx1.65m

Perforación específica: 3.3t/m a 4.7t/m

Carga específica: 0.31Kg/t a 0.43kg/t

Desviación: 3.22% a 4.15%

Ratio de preparación: 186.36t explotables/ml preparación

Aporte de mineral en preparaciones: 21,246.32t (4.83%)

Disponibilidad mecánica: 81.7% (equipos de acarreo y perforación)

Utilización efectiva: 65.8% (equipos de acarreo y perforación)

Rendimiento de equipo de acarreo: 27.3t/h (Scoop diesel 2.5Yd³) y 36.2t/h (scoop diesel 3.5yd³)

Rendimiento de equipo de perforación: 11.3m/h a 14.6m/h (Simba H157 y Raptor)

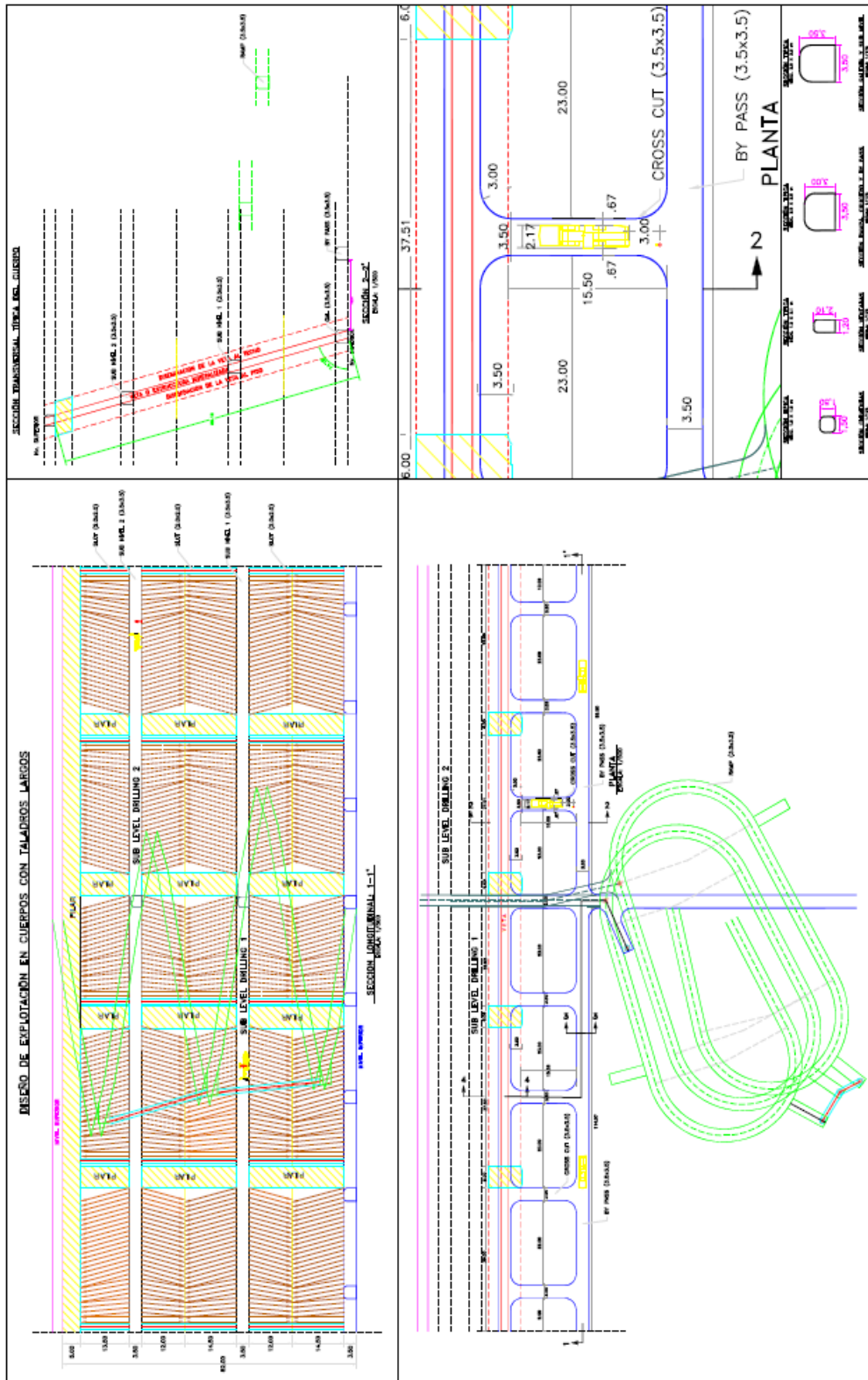


Figura 3.11: Diseño de sub level stoping en cuerpos (diseño de geometría, geomecánico, secuencia de minado, etc.) Tajeo 625 Veta M-Sección V.

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Tajeo 625.

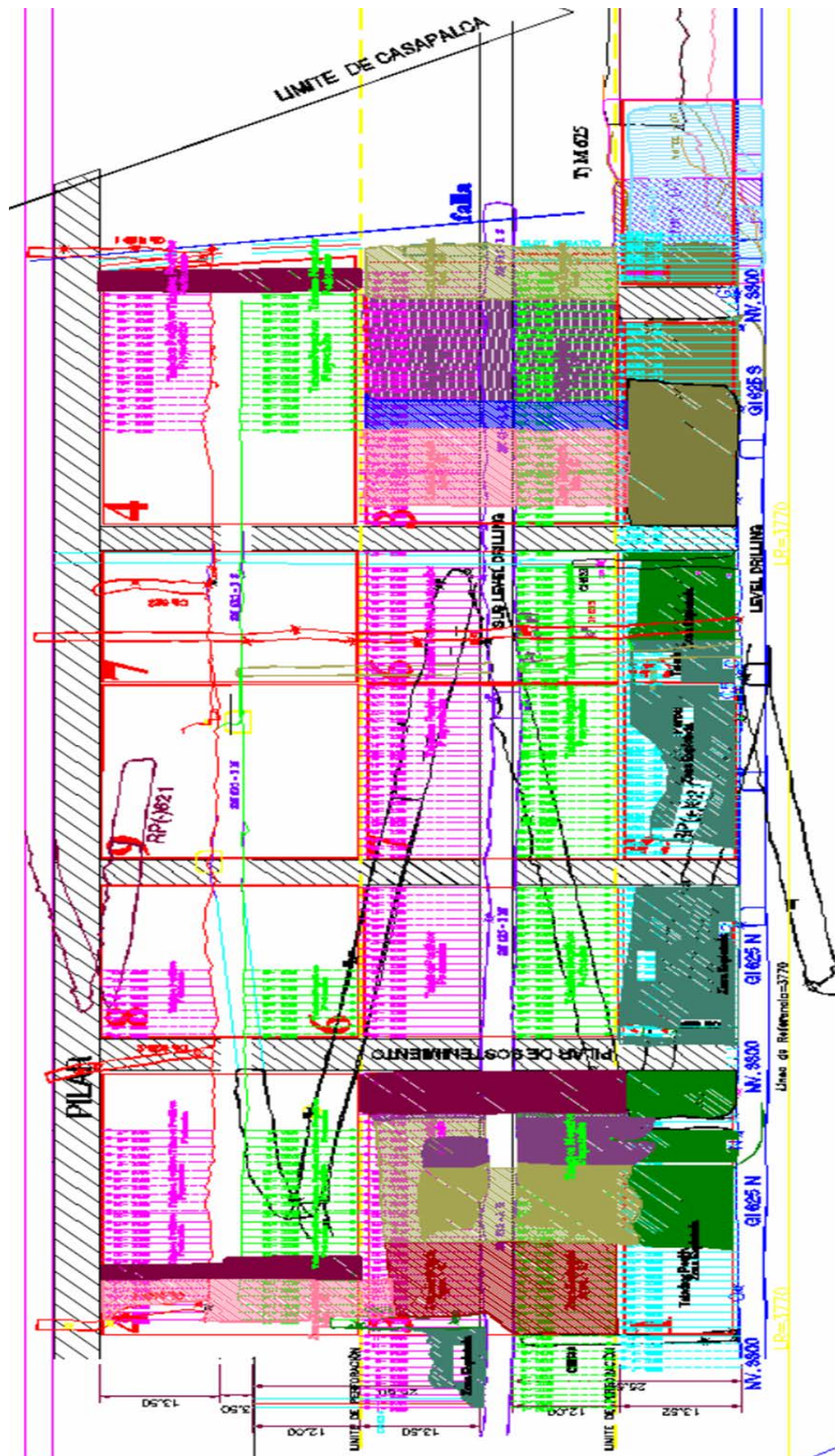


Figura 3.13: Plano de operación sub level stopping Tajeo 625 Veta M Sección V.

Fuente: Informe interno Planeamiento e ingeniería – Operación Tajeo 625.

CAPITULO IV

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

1. La metodología expuesta en este trabajo, se puede aplicar en el diseño del método de minado sub level stoping en otras operaciones, para obtener buenos resultados en la operación.
2. La metodología expuesta en este trabajo, se basa en la experiencia desarrollada en minas donde se utiliza el método de minado sub level stoping.
3. Los criterios técnicos en los que se basa, son criterios con mucha base teórica.
4. La metodología expuesta, ya se ha aplicado en la operación con buenos resultados.
5. La metodología expuesta, es un aporte importante en el proceso de diseño del método de minado sub level stoping.
6. La metodología expuesta está desarrollada básicamente para el método de minado sub level stoping, pero muchos criterios se pueden extender para el diseño de otros métodos de minado.
7. La metodología no contempla controles operativos que se deben realizar en la etapa de operación del método de minado.

8. Tenemos que tener en cuenta que todo diseño, contempla la mejora continua. Es decir el diseño puede estar muy bien hecho, pero siempre hay donde mejorar.
9. La metodología expuesta consta de las siguientes partes:
 - Diseño geomecánico del método de minado
 - Diseño operacional del método de minado
 - Estimación de costos y análisis económico del método de minado

4.2 Recomendaciones

1. En el diseño geomecánico, se debe tener conocimientos o nociones de geología general y conceptos de mecánica de rocas.
2. En el diseño operacional, se debe tener conocimientos o nociones de la operación del método de minado sub level stoping.
3. Las pautas mencionadas en los capítulos anteriores, se deben de tomar en cuenta todas con la misma relevancia, muchas de estas se interrelacionan y debemos de aplicar mucho juicio experto para decidir sobre estas.
4. Para el análisis de costos y evaluación económica, se debe tener conocimientos o nociones de todos los procesos de la empresa, desde la exploración, pasando por la explotación y procesamiento de minerales (metalurgia), hasta la comercialización.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

CAPITULO I

1. Departamento de Geología; 2007. Inventario de reservas 2007, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
2. Departamento de Planeamiento e Ingeniería; 2007. Plan estratégico Empresa 2007, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
3. Departamento de Planeamiento e Ingeniería; 2007. Reporte anual de producción 2007, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
4. Departamento de operación Mina; 2007. Reportes internos de producción 2007, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.

CAPITULO II

1. HOEK, Evert y BROWN, Edwin; 1985. Excavaciones subterráneas en roca. Mc Graw-Hill Co., (Mc Graw-Hill ed.), 134 – 153, USA.
2. HUTCHINSON, Jean y DIEDERICHS, Mark; 1996. Cable bolting in underground mines. BiTech Publishers Ltd., Hammersmith Way Richmond, British Columbia, 221 – 252, Canada.
3. CORDOVA, David; Nov 2009. Minería Subterránea Visión Integral. DCR Ingenieros S.R.Ltda, Geomecánica en Minería y Obras Civiles.

4. CARTER, t. g., 2000. An update on the scaled span concept for dimensioning surface crown pillars for new o abandoned mine workings. Golder Associates, Toronto, Canadá.
5. CARTER, t. g. y MILLER r. i.; 1995. Crown pillar risk assessment - Cost effective measures for mine closure remediating planning. Golder Associates, Toronto, Canadá.
6. PAKALNIS, Rimas; 2000. Empirical Design Methods - UBC Geomechanics. University of British Columbia, Vancouver, B.C., Canada S. Vongpaisal CANMET, Ottawa, Ontario, Canada.
7. MUÑOS, Eleonora; 2009. Levantamiento geotécnico y recomendaciones al diseño – Proyecto mina RULITA. Informe interno Minera Antares, Chile.
8. HUSTRULID, William y BULLOCK, Richard; 2001. Underground mining Methods-engineering fundamentals and international case studies. The Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1 – 80; 205 – 286; 475 – 482; 513 – 520; 615 – 626; 635 - 662, Colorado-USA.
9. ATLAS COPCO ROCK DRILLS AB; 2001. Underground mining methods. Atlas Copco - Mining, 37 – 102.
10. DESSUREAULT, Sean; verano 2006. Rock excavation. Course Notes, 117 – 125 y 160 – 167, University of Arizona – mining and geological engineering.
11. TOLEDO, Enrique; 2010. Ingeniería de la explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas. Fondo editorial de la UNMSM, 3 – 19; 173 – 218; 243 – 277, Instituto de ingenieros de mina del Perú.
12. Universidad Nacional de Ingeniería; 1996. Seminario: Selección de equipo y maquinaria minera. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – PIM 96-I, 1 – 16; 25 – 33 y 127 – 134, Escuela profesional de ingeniería de minas.
13. OLOFSSON, stig; 1997. Applied explosives technology for construction and mining. APPLEPLEX, 62 – 94, 122 – 150, 167 – 173, APPLEPLEX-Sweden.

14. LLANQUE, Oscar y Varios; 1999. Explotación subterránea, métodos y casos prácticos. Universidad Nacional de Altiplano-Puno, 88 – 106, Instituto de ingenieros de minas del Perú.
15. LOPEZ, Carlos; 1991. Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto tecnológico geominero de España, 25 – 72, España.
16. CAMERON, Mckenzie; 1998. Curso internacional: Tecnología de voladura de rocas. Universidad Nacional de Ingeniería, 8 – 73, Promoción de ingenieros de minas 98-II.
17. VERA, Miguel; 2007. Curso: sistema de extracción y transporte subterráneo. INTERCADE, 63 – 214, Lima – Perú.
18. HARTMANT, Howard; 1992. Mining engineering handbook. The Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 407 – 416, 762 – 781, Colorado – USA.
19. HUSTRULID, W.A.; 1982. Underground mining Methods handbook. Society of Mining Engineers. 363 – 482, 998 – 1222, New York – USA.
20. CLEMENTE, Tomas y CLEMENTE, José; 2009. Análisis de costos de operación en minería subterránea y evaluación de proyectos mineros. Edición grafica industrial E.I.R.L., 141 – 190, Huancayo-Perú.
21. HOSKINS, J.R. y GREEN, W.R.; 1981. Mineral industry cost. Northwest mining association, 147 – 162, Idaho-USA.
22. RUNGE, Ian; 1998. Mining economics and strategy. The Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.: Littleton, 103 – 126 y 143 – 172, SME.

CAPITULO III

1. Departamento de Geología; 2008. Inventario de reservas 2008, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
2. Departamento de Planeamiento e Ingeniería; 2008. Plan estratégico Empresa 2008, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.

3. Departamento de Planeamiento e Ingeniería; 2008. Reporte anual de producción 2008, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
4. Departamento de operación Mina; 2008. Reportes internos de producción 2008, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
5. Departamento de Planeamiento e Ingeniería; 2008, Budget 2008, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.
6. Departamento de Planeamiento e Ingeniería; 2008, Capex 2008, U.M. YAULIYACU, Empresa Minera Los Quenuales.

DISEÑO DE MINA SUBTERRÁNEA

1.1 Aspectos generales

El diseño de una mina subterránea es el proceso de ingeniería en el cual los criterios indicadores claves son: Seguridad, Dilución, Recuperación, Productividad y costos. Un diseño seguro y económico puede requerir una combinación de herramientas de diseño de excavaciones: físicas, analíticas, numéricas, probabilísticas o empíricas que deben ser apropiadamente calibradas con observaciones de campo. Los métodos empíricos son muy populares y están a menudo basados en un sistema de clasificación geomecánica o experiencias locales.

El diagrama adjunto presenta una metodología racional para el diseño de minas subterráneas en la cual se identifican tres etapas claves. La etapa inicial es la delineación del mineral, la caracterización de la masa rocosa y selección del método de minado, seguido por las etapas de diseño global y detallado respectivamente. Los temas a debatir en el diseño global son relevantes y aplicables dentro de todas las áreas de la mina, tal como la extensión del cuerpo mineralizado existente, mientras que en el diseño detallado los temas son aquellos aplicables a la explotación de un tajeo individual.

La metodología propuesta involucra un proceso integral al diseño de la excavación (desde la delineación del tajeo hasta la extracción del mineral) en la cual interactúan entre otras la geología, planeamiento mina, la mecánica de rocas y el personal de operación durante el proceso completo de excavación.

ESQUEMA DEL PROCESO DE DISEÑO DEL MINADO SUBTERRÁNEO

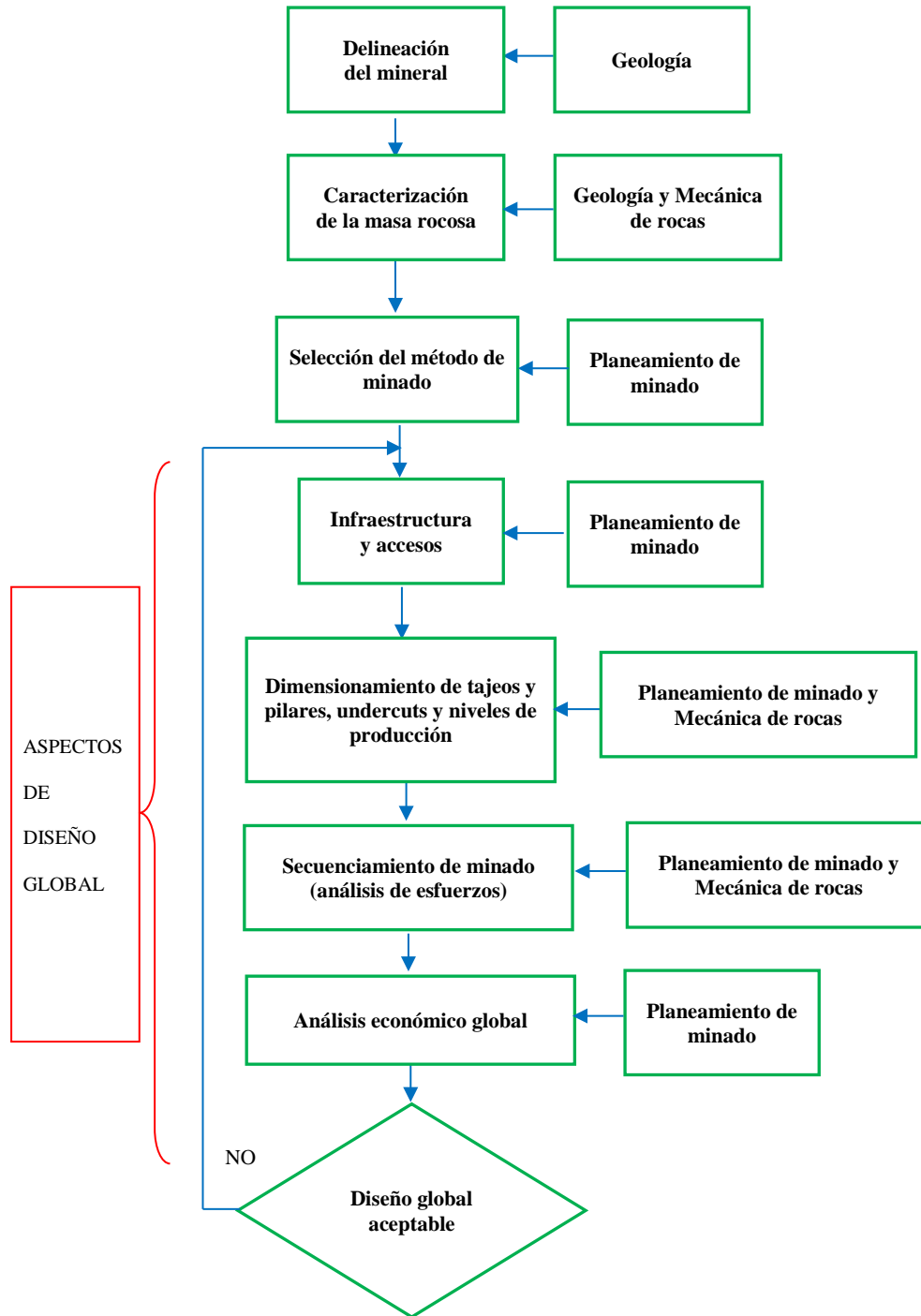


Figura A1.1: Esquema del proceso de diseño de minado subterráneo.

Fuente: Geotechnical design for dilution control in underground mining.

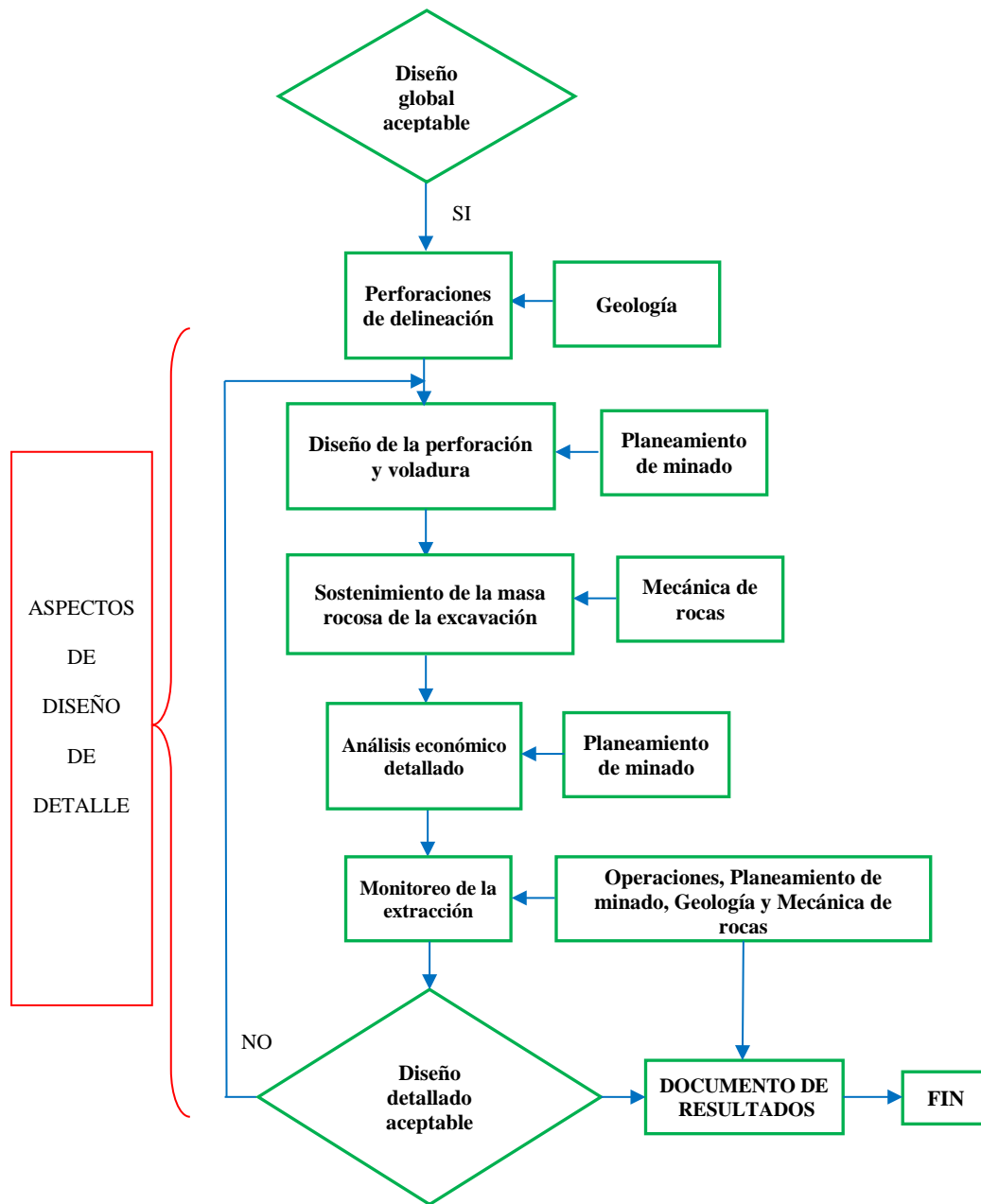


Figura A1.2: Esquema del proceso de diseño de minado subterráneo (cont.).

Fuente: Geotechnical design for dilution control in underground mining.

1.2 Delimitación de la estructura mineralizada y caracterización de la masa rocosa

La etapa de delineación del cuerpo mineralizado y la caracterización de la masa rocosa provee el input para el proceso de diseño completo. El proceso sugerido es obtener las propiedades de la masa rocosa representativa y la que será usada en el diseño de la excavación global y los análisis de estabilidad. En la mayoría de los casos, esta información se obtiene de los testigos de perforación diamantina y de los mapeos directos de las labores subterráneas. Herramientas geofísicas también se emplean en la delineación del cuerpo mineralizado y la caracterización de la masa rocosa.

La perforación diamantina, con el logeo geológico de testigos, es el método más comúnmente usado en la delineación del cuerpo mineralizado. La información obtenida en los impactos al cuerpo mineralizado es extrapolada de taladro en taladro asumiendo la geología para proveer estimados de la forma, tamaño, leyes, tonelaje y características geotécnicas. La ventaja de esto es que las muestras son obtenidas en profundidad y empleando análisis e interpretación de datos en forma relativamente rutinaria. De otra manera, la perforación diamantina puede ser cara debido a su limitada influencia a todo lo largo del cuerpo mineralizado.

La delimitación del cuerpo mineralizado puede ser potencialmente mejorada con la introducción del logeo geofísico. Aumento de muestreos en los bordes de un cuerpo mineral permitiría un porcentaje de diseño óptimo de un presupuesto con el logeo geofísico de taladros de perforación de aire reverso. Las propiedades geofísicas tienen el potencial de ser extrapoladas de taladro en taladro para entregar un mejor estimado del tamaño y forma de un cuerpo mineralizado. Una vez que las herramientas geofísicas son calibradas se alcanza un aumento de la productividad del logeo, ya que los ensayos no son requeridos. Desafortunadamente, el logeo geofísico es afectado por la interpretación incierta de la litología y el grado de la data geofísica.

1.3 Selección del método de minado

La selección del método de minado se determina después de haber definido la delineación del cuerpo mineralizado y la caracterización de la masa rocosa, con estos parámetros de entrada se puede definir el método de minado apropiado.

La selección del método de minado es muy importante para en primera instancia (diseño preliminar) definir los parámetros de diseño global y detallado, existen muchas metodologías empíricas de selección del método de minado, pero es recomendable usar estas metodologías empíricas y a la vez los criterios desarrollados como juicio experto.

1.4 Diseño de minado global

Los temas para analizar en el diseño global están relacionados con el diseño y la estabilidad de grandes secciones de la mina, tales como nuevas extensiones en profundidad o al límite del cuerpo mineralizado. El diseño global involucra varios temas que incluyen en el minado como: delimitación global del yacimiento, diseño de accesos de la mina, diseño de la infraestructura, dimensiones de los intervalos de los subniveles, dimensiones de los pilares, dimensiones de los tajos, niveles de producción, secuencia de minado, equipos, consideraciones de la ventilación y análisis económico global. Los temas de diseño global están esquemáticamente representados en la Figura 4.1 como aspectos de diseño global y listados en detalle a continuación:

- Requerimientos de perforación diamantina de un cuerpo para la delineación del área a diseñar.
- Cantidad y leyes de mineral necesarios con respecto a los programas y metas de producción.
- Caracterización a todo lo ancho de la masa rocosa de los datos de los taladros diamantinos y de acceso directo.
- Necesidades de desarrollos de acceso e infraestructura (sistemas de manejo de mineral, talleres, sub estaciones eléctricas, etc.).

- Programación de la producción, detalles y tiempos.
- Presiones inducidas por las secuencias de minado programadas, incluyendo direcciones de extracción y ruta de la extracción.
- Dimensiones primarias y secundarias de los tajos (incluyendo pilares de acceso regionales)
- Requerimiento del sistema de relleno.
- Requerimiento de equipos.
- Ventilación.
- Evaluación económica global.

El análisis de los esfuerzos inducidos en las excavaciones de acuerdo a los programas de producción global debe ser realizado, para determinar las condiciones de carga (tensiones y desplazamientos), que resultan en las secuencias de minado propuestas.

1.5 Diseño de minado detallado

Los temas a tratar en el diseño detallado son los relacionados a la explotación de un tajeo en particular dentro de un área global, después de haber definido el método de explotación de este y que representa el proceso de establecimiento de un método de minado óptimo para un tajo individual, sujeto a una serie de variables y restricciones.

El diseño detallado se alcanza por medio de un documento de diseño de tajo expedida del personal de planeamiento al de operación, este documento incluye detalles sobre la filosofía general del minado, planes de desarrollo, conceptos de diseño, diseños de perforación y voladura, concepto de ventilación, secuencia de minado, geología, mecánica de rocas, etc. todos estos temas que conforman este documento están relacionados entre sí.

La filosofía de minado proporciona una visión general de los aspectos de diseño, seguridad y producción para una zona particular del yacimiento.

El tamaño de desarrollo es una función del método de minado y el equipo a utilizar.

Los temas del diseño detallado están esquematizados en la Figura 4.2 como aspectos de diseño detallado y listados en detalle a continuación:

- Preparación detallada para el método de minado seleccionado.
- Tamaño de desarrollo para el método de minado seleccionado.
- Redistribución del esfuerzo dentro y alrededor del tajo, y el control de atenuación en las paredes expuestas.
- Diseño de perforación y voladura, y acarreo del mineral de cada tajo y general.
- Reforzamiento de los tajos en la roca adyacente.
- Evaluación económica de cada tajo y en general.
- Programas y GANTT de explotación.
- Rendimientos y productividad de los equipos los equipos a utilizar y de los tajos a explotar.
- Requerimiento de recursos para inicio de la explotación, y para los programas de desarrollos y preparaciones.
- Sistema de rellenos del tajo y en general.
- Sistema de ventilación del tajo y en general.
- Ritmo de producción por tajo y total.
- Variantes durante la explotación para optimizar la explotación.

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

2.1 Aspectos generales

La determinación de que método de minado es mejor aplicable a una estructura mineralizada, lo da la evaluación con mucho criterio de las siguientes categorías básicas:

Tabla 2.1: Parámetros de evaluación de selección del método de minado.

Criterio de Selección del Método de Minado Subterráneo

Parametro de Evaluacion	Consideraciones
Geotecnicas	Litologia
	Agua subterranea
	Geofisicas
	Genesis de mineral
Ocurrencia de mineral	Continuidad de zonas mineral dentro de estratos mineralizados
	Ocurrencia de mineral dentro de zona mineral (ley mineral)
	Ocurrencia de mineral económico dentro de zona mineral
Configuracion del cuerpo mineral	Direccion
	Buzamiento
	Tamaño
	Forma
Seguridad / Regulacion	Intensidad de labor del metodo
	Grado de mecanizacion
	Requerimientos de ventilacion
	Requerimientos de refrigeracion
	Requerimientos de sostenimiento de terreno
	Control de polvo
	Control de ruido
Ambiental	Control de gases
	Potencial de subsidencia
	Contaminacion de agua subterranea
	Controles de ruido
Economico	Controles de calidad de aire
	Toneladas de mineral minable
	Ley de cuerpo mineral
	Valor de mineral
	Costos de capital

Fuente: Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea.

En esta sección se presentara la secuencia lógica para la selección del método de minado, las características que tienen un mayor impacto en la selección del método son:

- Características físicas y geológicas de la estructura
- Condiciones del terreno de la caja techo, caja piso y mineral.
- Costos de minado y de capital.
- Ratios de minado
- Disponibilidad y costo de la labor.
- Consideraciones medio ambientales.

Lo siguiente es una descripción de lo que se puede hacer en cada etapa del desarrollo de una estructura para escoger un apropiado método de minado, no hay un método de minado particular para una estructura, normalmente hay dos o más métodos factibles. Cada método acarrea problemas inherentes. Consecuentemente, el método de minado óptimo es el de menos problemas.

El objetivo fundamental es la maximización de las ganancias de la compañía, maximizar la recuperación del mineral y proveer un ambiente seguro para los mineros.

El diseño de una mina tiene múltiples facetas y objetivos, entre los que cabe destacar: la selección del método de minado, el dimensionamiento geométrico de la mina, le determinación del ritmo anual de producción, ley de corte, secuencia de extracción, etc.

Actualmente como la inversión de capital es muy elevada y la influencia de estos sobre los costos de extracción son muy importantes, es necesario que dicho proceso de selección responda a un análisis sistemático y global de todos los parámetros específicos del yacimiento: geometría del depósito y distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y las rocas encajonantes, factores económicos, licitaciones ambientales, condiciones sociales, etc.

La variedad de estos parámetros y las dificultades de cuantificación total de los mismos, han impedido el desarrollo de reglas rígidas y esquemas precisos de explotación, aplicables a cada yacimiento particular. No obstante los avances logrados en las diferentes ramas de la ciencia y la tecnología, han permitido establecer unos métodos generales de minado y unos procesos numéricos de selección del método de minado.

Tan o más importante que el método de minado, y ligado con el mismo, se encuentran la determinación del ritmo de producción anual y la ley de corte. Su incidencia sobre la economía del proyecto es muy grande. La ley de corte afecta directamente al volumen total de reservas explotables y a la ley media del mineral, y si la capacidad de producción es muy pequeña no permite las economías de escala y si este es muy intenso conlleva a una inversión inicial muy alta en consideración con la vida de la mina.

La regla principal para la explotación de una mina es seleccionar un método de minado que mejor se apegue a las características únicas (naturales, geológicas, ambientales, etc.) del depósito mineral, dentro de los límites impuestos por la seguridad, la tecnología y la economía para alcanzar el menor costo y obtener la máxima ganancia.

2.2 Geometrías y sistemas de los métodos de minado

Se conoce por geometría de un método de minado a la disposición de las diferentes labores necesarias para la explotación del mineral del bloque.

Estas labores son las mismas en todos los métodos de minado subterráneos, pero varían en su posición, tamaño y número.

En todos los casos hay una altura de explotación determinada por la división de la mina en pisos. En cada piso hay que considerar dos niveles y en cada nivel al menos una galería, galería base o galería superior, en muchos casos se dispone de dos galerías en cada nivel: galería superior y base dentro del mineral y galerías en dirección en las cajas.

Entre nivel y nivel se establecen comunicaciones con labores verticales o inclinadas, llamadas chimeneas para paso de aire, personal o servicios varios. El número de chimeneas, distancias, etc., son elementos característicos de la geometría de cada método de minado.

Son fundamentalmente variadas y características de cada método de minado las labores de explotación, carga relleno, etc., dentro del bloque creado entre nivel y nivel. Este bloque tiene además una geometría muy variada por su situación, sentido de explotación, etc.

Los denominados sistemas se refieren a los aspectos tecnológicos del método de minado, y concretamente a las tecnologías aplicadas en las distintas fases de laboreo y sus servicios auxiliares.

Así pueden distinguirse los sistemas siguientes en cada uno de los métodos:

- Perforación y voladura (maquinarias, esquemas, tipos de explosivos, etc.)
- Sostenimiento (tipos de sostenimiento, control de aberturas, etc.)
- Transporte (variantes del mismo en la explotación y general)
- Elementos auxiliares (ventilación, desagüe, seguridad, etc.)
- Avances de labores (minadores y maquinas similares)
- Explotación (mecanización del mismo)

De este modo, cada bloque será apropiado para emplear un método de minado determinado, y dentro del método de minado, habrá que elegir los sistemas más convenientes.

Incluso un sistema puede ser decisivo para la elección de un método de minado entre dos que reúnan, por otros aspectos, condiciones similares.

2.3 Clasificación de los métodos de minado

La importancia de las características del macizo rocoso en la posibilidad de la aplicación de un método de minado y su influencia en el dimensionamiento de las explotaciones, pueden servir como criterios para realizar una clasificación de los mismos, basada en la resistencia del citado macizo rocoso, comprendiendo en él, no solo las rocas en la que se arma el bloque a ser explotado, sino también las que constituyen el mismo y son objeto del laboreo de la mina.

Las características de un bloque para explotación pueden hacerlo favorable o no, para el control del terreno y la estabilidad de las aberturas que correspondan a un método de minado determinado.

En todo labor minera se crea una abertura, la roca que lo limita avanza poco a poco hasta un límite de rotura, al llegar a este límite hay que adaptar el método y con frecuencia el método evoluciona.

En minería subterránea la extracción del estéril suele ser poco significativa a lo largo de la vida de la mina, pues solo procederá de las labores de acceso y preparación de cada método de minado.

El control del terreno o de las aberturas una vez extraído el mineral, es una de las consideraciones más importantes que interviene en la forma de explotar un bloque, puede variar desde la aplicación de un sostenimiento firme, con pilares o macizos rígidos, pasando por un descenso controlado del techo, con convergencia gradual de la abertura, hasta el hundimiento total del mismo y del terreno superior.

Se puede considerar con Le Chatelier, los tres principios fundamentales o tres maneras de controlar la abertura:

- Sostenimiento firme con pilares o macizos rígidos.
- Sostenimientos flexibles o relleno que controla y mejora el hundimiento.
- Hundimiento total.

Entre los métodos integrados en el segundo grupo, hay algunos mixtos con los grupos primero y tercero.

Los factores de potencia de estructura y buzamiento determinan subdivisiones más o menos claras dentro de cada grupo.

En el primer grupo, en el que los pilares se dimensionan mediante cálculo o por métodos empíricos, la acumulación de energía tensional se controla y vigila por completo.

En los métodos de transición entre los grupos primero y segundo hay algunos en los que aumenta la carga por la profundidad o por la ampliación de la abertura al recuperar los pilares, y por la consiguiente rebaja de la sección de los mismos.

Por todo esto, aumenta el costo de conservación de las aberturas y, al final se produce la destrucción gradual o instantánea del pilar.

La zona en la que se encuentran estos métodos es conocida por ello como “de acumulación de energía tensional”, que puede provocar, con rocas resistentes, fenómenos peligrosos como: desplomes instantáneos e incluso estallidos de roca.

En los métodos del grupo segundo, intermedios entre el segundo y el tercero y, finalmente, en los del grupo tercero, el hundimiento progresa cada vez en mayor grado, a causa de los propios métodos y, por ello, salvo en el caso de accidentes fortuitos, si el hundimiento sigue el curso normal previsto, la energía tensional acumulada se descarga con el mismo, y esta acumulación no pasa de un cierto límite.

Teniendo en cuenta todo ello, se puede seguir un criterio de clasificación que consiste en ordenar los métodos de minado en relación con las resistencias de los macizos rocosos, su estabilidad y demás características geométricas.

La clasificación que se sigue es la siguiente:

2.3.1 Explotaciones con sostenimiento natural

Son los métodos en los cuales la apertura creada por la explotación de mineral se conserva sin relleno ni hundimiento, es decir, sin ninguna fortificación artificial o natural, con fortificaciones sistemáticas, o con fortificaciones naturales de madera. Se aplican estos métodos cuando las características mecánicas del yacimiento como las de la roca caja son muy buenas.

Al crecer la profundidad de las estructuras, crecen la tensión y la sección de pilares hasta que llega el momento de pasar a los métodos de transición, entre los grupos primero y segundo y, finalmente, a los del grupo tercero.

Se considera los siguientes métodos, dentro de este grupo:

- Cámaras y pilares (con pilares ocasionales o sistemáticos)
- Open stope (con pilares ocasionales o sistemáticos)
- Sublevel stoping (con pilares en el rumbo y/o el buzamiento)
- Blast hole stoping (con pilares prediseñados)
- Vertical cráter retreat (con pilares prediseñados)

2.3.2 Explotaciones con sostenimiento artificial

Son métodos en los cuales la abertura creada por la explotación con un material con el objetivo de afirmar las cajas. Se aplican a vetas o mantos de fuerte pendiente con

malas características de la roca caja. Son métodos muy costosos y relativamente selectivos.

Es básico el control de la abertura que se basa en posibilitar el hundimiento pero frenándolo, suavizándolo y llevándolo en todo momento vigilado.

Esto se puede conseguir con un verdadero hundimiento inducido y progresivo, o bien, atenuándolo con relleno en la abertura. Para ello es preciso que se pueda sostener la roca que rodea la abertura por debajo de su límite de rotura el tiempo suficiente para asegurar el trabajo del personal en el frente de explotación.

En una primera fase se trabajan o disminuyen los pilares, que se completan con sostenimiento o relleno y, en otros casos, se sustituye por relleno completo.

Se consideran en este grupo los siguientes métodos:

- Shrinkage stopes (Con pilares o sin pilares)
- Cut and fill stopes (en todas sus variedades)
- Undercut and fill stopes
- Square set stopes (en todas sus variaciones)
- Timber supported stopes (con todas sus variaciones)

2.3.3 Explotaciones por hundimiento

En este caso el mineral o el estéril o ambos se van hundiendo.

Entre los métodos propios de este grupo se pueden distinguir claramente dos variables: la primera comprende aquellos en que el hundimiento final se produce en etapas controladas para atenuar las alteraciones superficiales, de modo que las zonas de fractura, compresión y descenso se compensen todo lo posible, la segunda agrupa aquellos métodos en que, por el tamaño de las aberturas o las características del bloque, el hundimiento no es controlable en superficie y destruye el equilibrio original del macizo rocoso. En este caso, al terminar la carga del mineral, se presentan en los puntos de carga las rocas estériles de los hastiales y recubrimiento.

En consecuencia, la filosofía de los métodos comprendidos en este grupo es diametralmente opuesta a la de los del grupo primero.

Se consideran los siguientes métodos:

- Block caving
- Panel caving
- Sublevel caving
- Top slicing

2.3.4 Explotaciones especiales

En este grupo se incluyen los métodos empleados en la recuperación de macizos y pilares abandonados en los métodos anteriores y que tienen características particulares.

2.4 Métodos de minado subterráneo

Cada método de minado tiene características principales requeridas para cada su aplicación. A continuación se resume concisamente las características principales requeridas por los métodos de minado más conocidos:

Tabla A2.2: Resumen de características principales de los métodos de minado.

RESUMEN DE LOS METODOS DE MINADO SUBTERRANEOS

METODO DE MINADO	ROOM AND PILLAR		SUBLEVEL STOPING		SHRINKAGE	
	ACEPTABLE	OPTIMO	ACEPTABLE	OPTIMO	ACEPTABLE	OPTIMO
GEOMETRIA DEL YACIMIENTO						
FORMA	Cualquiera	Tabular	Cualquiera	Tabular	Cualquiera	Tabular
POTENCIA	> 1.0m	> 3.0m	> 5.0m	> 10.0m	Cualquiera	> 3.0m
BUZAMIENTO	< 30°	horizontal	> 45°	> 65°	> 30°	> 60°
TAMAÑO	Cualquiera	Cualquiera	Cualquiera	> 10Mt	Cualquiera	Cualquiera
REGULARIDAD	Cualquiera	Regular	Media	Baja	Cualquiera	Regular
ASPECTOS GEOTECNICOS						
RESISTENCIA (TECHO)	> 300 k/cm ²	> 500 k/cm ²	incluye poco		> 500 k/cm ²	> 30 Mpa > 50 MPa
RESISTENCIA (MENA)	s/profundid	> 500 k/cm ²			s/profundid	> 50 MPa
FRACTURACION (TECHO)	Baja	Muy baja	Media	Baja	Alta-Media	Media-Baja
FRACTURACION (MENA)					Media-Baja	Baja
CAMPO TENSIONAL IN-SITU (PROFUNDIDAD)	< 1000m	< 600m	< 2000m	< 1000m	Cualquiera	< 1000m
COMPORTAMIENTO TENSO-DEFORMACIONAL	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico
ASPECTOS ECONOMICOS						
VALOR UNITARIO DE LA MENA	Bajo	N.A.	Bajo	N.A.	Media-Alta	Alto
PRODUCTIVIDAD Y RITMO DE EXPLOTACION	Alto	N.A.	Alto	N.A.	Media-Baja	N.A.

Fuente: Métodos de minado subterráneos – universidad de Chile.

METODO DE MINADO	CUT AND FILL		BLOCK CAVING		SUBLEVEL CAVING	
	ACEPTABLE	OPTIMO	ACEPTABLE	OPTIMO	ACEPTABLE	OPTIMO
GEOMETRIA DEL YACIMIENTO						
FORMA	Cualquiera	Tabular	Cualquiera	Tabular	Tabular	Tabular
POTENCIA	Cualquiera	> 3.0m	Grande	Grande	Medio	Grande
BUZAMIENTO	> 30°	> 60°	Cualquiera	Vertical	Cualquiera	Vertical
TAMAÑO	Cualquiera	Cualquiera	Grande	Muy Grande	Medio	Grande
REGULARIDAD	Cualquiera	Regular	Media	Alta	Media	Alta
ASPECTOS GEOTECNICOS						
RESISTENCIA (TECHO)	> 30 MPa	> 50 MPa	< 100 MPa	< 50 MPa	> 100 MPa	> 50 MPa
RESISTENCIA (MENA)	s/profundidad	> 50 MPa	< 100 MPa	< 50 MPa	> 50 MPa	> 50 MPa
FRACTURACION (TECHO)	Alta-Media	Media-Baja	Media-Alta	Alta	Media-Alta	Alta
FRACTURACION (MENA)	Media-Baja	Baja	Media-Alta	Alta	Media	Baja
CAMPO TENSIONAL IN-SITU (PROFUNDIDAD)	Cualquiera	< 1000m	< 1000m	< 500m	< 1000m	< 500m
COMPORTAMIENTO TENSO-DEFORMACIONAL	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico
ASPECTOS ECONOMICOS						
VALOR UNITARIO DE LA MENA	Media-Alta	Alto	Bajo-Muy Bajo	N.A.	Bajo	N.A.
PRODUCTIVIDAD Y RITMO DE EXPLOTACION	Media-Baja	N.A.	Muy Alto	N.A.	Alto	N.A.

Fuente: Métodos de minado subterráneos – Universidad de Chile.

2.5 Principales variables en la selección del método de minado

Los criterios y orientaciones que deben tenerse en cuenta para seleccionar el método de minado más adecuado para la explotación de un determinado bloque, están influenciados por una serie de parámetros cuya importancia varía con la situación geográfica, el nivel de desarrollo de la tecnología y de la economía del país donde se encuentra, y además el factor tiempo. Es decir, que los parámetros de los que depende esta selección, unos son de valoración fácil y otros de valoración difícil, y solo pueden considerarse fijos en un lugar y tiempo determinados.

Los cambios que la evolución económica y tecnológica introduce en el tiempo, obligan a revisar periódicamente los métodos.

No es fácil ofrecer una clasificación de criterios de selección del método de minado, y por ello solo deben indicarse de forma muy general las variaciones e influencias reciprocas de todos los parámetros que han de tenerse en cuenta en esta selección, obligan a solucionar el problema con la ayuda de criterios subjetivos de la experiencia, como complemento de los deducidos lógicamente.

Una primera idea, bastante generalizada, consiste en comenzar la selección siguiendo el orden inverso, es decir, eliminando a la vista de los parámetros principales, aquellos métodos que claramente no sean apropiados al caso concreto que se considera. De esta manera se consigue limitar los métodos a considerar a unos pocos, llegando con frecuencia al caso de tener que elegir entre solo dos soluciones posibles. Al llegar a este momento, se hará un análisis comparativo para una elección definitiva. Este sistema negativo de selección no consigue definir el mejor método, ya que en la práctica al tener

que adaptarse a los parámetros del caso concreto, aquel resultara ser una variante de un método o una combinación de varios.

Por todo ello, y ante la responsabilidad del que tiene que decidir en la elección final del método, es aconsejable no precipitarse y tomar el tiempo necesario para lograr una solución óptima antes de comprometer el capital y personal necesarios en toda empresa minera.

2.5.1 Clasificación de las variables

Las variables de selección deben basarse en una serie de parámetros fundamentales que puedan clasificarse en los grupos siguientes:

- **Parámetros primarios**

Estas están conformadas por las características espaciales del depósito, condiciones geológicas e hidrológicas y propiedades geotécnicas.

- **Parámetros que resultan de la selección del método**

Estas están conformadas por las consideraciones económicas, factores tecnológicos y aspectos ambientales.

2.5.1.1 Parámetros primarios

- **Características espaciales del depósito**

Estos son probablemente los de mayor importancia determinativa, ya que ellos definen principalmente la selección entre un minado superficial contra un minado subterráneo y afectan la cantidad de producción, el método para manejo de materiales y el plan de minado en el cuerpo mineral. Los parámetros a estudiar son:

1. Tamaño del cuerpo mineralizado (dimensiones, especialmente altura o espesor)
2. Forma (Tabular, lenticular, masiva, irregular)
3. Ubicación (Horizontal, vertical, inclinado)
4. Profundidad (media y valores extremos)

- **Condiciones geológicas e hidrológicas**

Las características geológicas tanto del cuerpo mineral como de la roca adyacente tienen gran influencia en la selección del método de minado, especialmente en la selección de métodos selectivos contra no selectivos, además del grado de soporte requerido. La hidrología afecta a los requerimientos de drenaje y bombeo mientras que la mineralogía gobierna los requerimientos para el procesamiento de los materiales valiosos. Los parámetros a estudiar en este punto son:

1. Mineralogía y petrografía (sulfuros vs óxidos)
2. Composición química (primaria, minerales subproducto)
3. Estructura del depósito (Plegamientos, fallas, intrusiones, discontinuidades)
4. Planos de debilidad (juntas, fracturas, clivaje del mineral)
5. Aguas subterráneas e hidrología (ocurrencia, gastos, nivel freático)
6. Uniformidad, alteración e intemperismo

- **Propiedades geotécnicas (mecánica de suelos y rocas)**

Las propiedades mecánicas de los materiales contenidos dentro del depósito y rocas adyacentes son factores claves en la selección de la clase de método a seleccionar (soportado, sin soporte o hundimiento). Los parámetros a estudiar en este punto son:

1. Propiedades elásticas (resistencia, relación de poisson, módulos de elasticidad, etc.)
2. Conducta plástica o visco elástica (flujo, creep)
3. Consolidación, compactación y competencia (capacidad de las aperturas para permanecer sin soporte)
4. Otras propiedades físicas (gravedad específica, huecos, porosidad, permeabilidad, contenido de humedad)

2.5.1.2 Parámetros que resultan de la selección del método

- **Consideraciones económicas**

Los aspectos económicos determinan el éxito o fracaso del proyecto. Estos factores gobiernan la selección del método por que afectan la producción, la inversión, al flujo de caja, al periodo de recuperación y ganancias. Los parámetros de estudio son:

1. Reservas (tonelaje y leyes)
2. Cantidad de producción (producido por unidad de tiempo)
3. Vida de la mina
4. Productividad (producción por unidad de mano de obra y tiempo)
5. Costos de minado comparativos para varios métodos aplicables

- **Factores tecnológicos**

Se busca la mayor compatibilidad entre las condiciones naturales y el método de minado. Mientras un método de minado en particular pudiera ser aplicado en la mina, este periodo a su vez pudiera presentar efectos adversos en operaciones subsecuentes de procesamiento, de fundición, etc.

Los parámetros a estudiar son:

1. Recuperación de mina (porcentaje del depósito posible de explotar)
2. Dilución (cantidad de desmonte producido junto con el mineral)
3. Flexibilidad del método a condiciones cambiantes
4. Selectividad
5. Concentración o dispersión de trabajos
6. Intensidad del capital, mano de obra y mecanización

- **Aspectos ambientales**

No solo el clima físico, sino el clima social-político-económico son involucrados. Los parámetros a estudiar son:

1. Control de aperturas para prevención de accidentes
2. Subsistencia o efectos de hundimiento en superficie
3. Control atmosférico (ventilación, control de calidad, control de calor y humedad)
4. Productividad (producción por unidad de mano de obra y tiempo)
5. Fuerza laboral (reclutamiento, entrenamiento seguridad e higiene, vivienda, condiciones de la comunidad, etc.)

2.6 Técnicas de selección del método de minado

Existen varias técnicas desarrolladas para la selección de los métodos de minado, entre las cuales a continuación se presentan las más usadas:

2.6.1 Método numérico de Boshkov y Wright (1973)

Fue uno de los primeros esquemas de clasificación cualitativa desarrollado para selección de métodos de minado subterráneos, esto usa la descripción general del tipo de estructura mineralizada, buzamiento, resistencia de la zona mineral y de las cajas, para identificar que métodos se aplicaron comúnmente en condiciones similares, y esta se resume en el esquema siguiente:

Tabla 2.3: Tabla de selección del método de minado desarrollado por Boshkov y Wright (1973).

SELECCIÓN DE METODO DE MINADO DE BOSHKOV AND WRIGHT

Type of Ore Body	Dip	Strength of Ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining		
Thin beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and pillar Longwall		
		Wk or Stg	Wk	Longwall		
Thick beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and pillar		
		Wk or Stg	Wk	Top slicing Sublevel caving		
		Wk or Stg	Stg	Underground glory hole		
Very thick beds				Same as for masses		
Very narrow veins	Stp	Stg or Wk	Stg or Wk	Resuing		
	Flt			Same as for thin beds		
Narrow veins (widths up to economic length of stull)	Stp	Stg	Stg	Open stopes Shrinkage stopes Cut and fill stopes		
			Wk	Cut and fill stopes Square set stopes		
			Stg	Open underhand stopes Square set stopes		
		Wk	Stg	Top slicing Square set stopes		
			Wk	Same as for thick beds or masses		
			Wk	Open underhand stopes Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill stopes Combined methods		
Wide veins	Stp	Stg	Stg	Open underhand stopes Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill stopes Combined methods		
				Wk	Cut and fill stopes Top slicing Sublevel caving Square set stops Combined methods	
					Stg	Open underhand stopes Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods
			Wk			Top slicing Sublevel caving Square set stopes Combined methods
				Stg		Stg
					Wk	
		Wk or Stg	Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods			
			Wk			Stg
					Wk	
		Wk or Stg				

Wk = weak; stg = strong; flt = flat stp = steep.

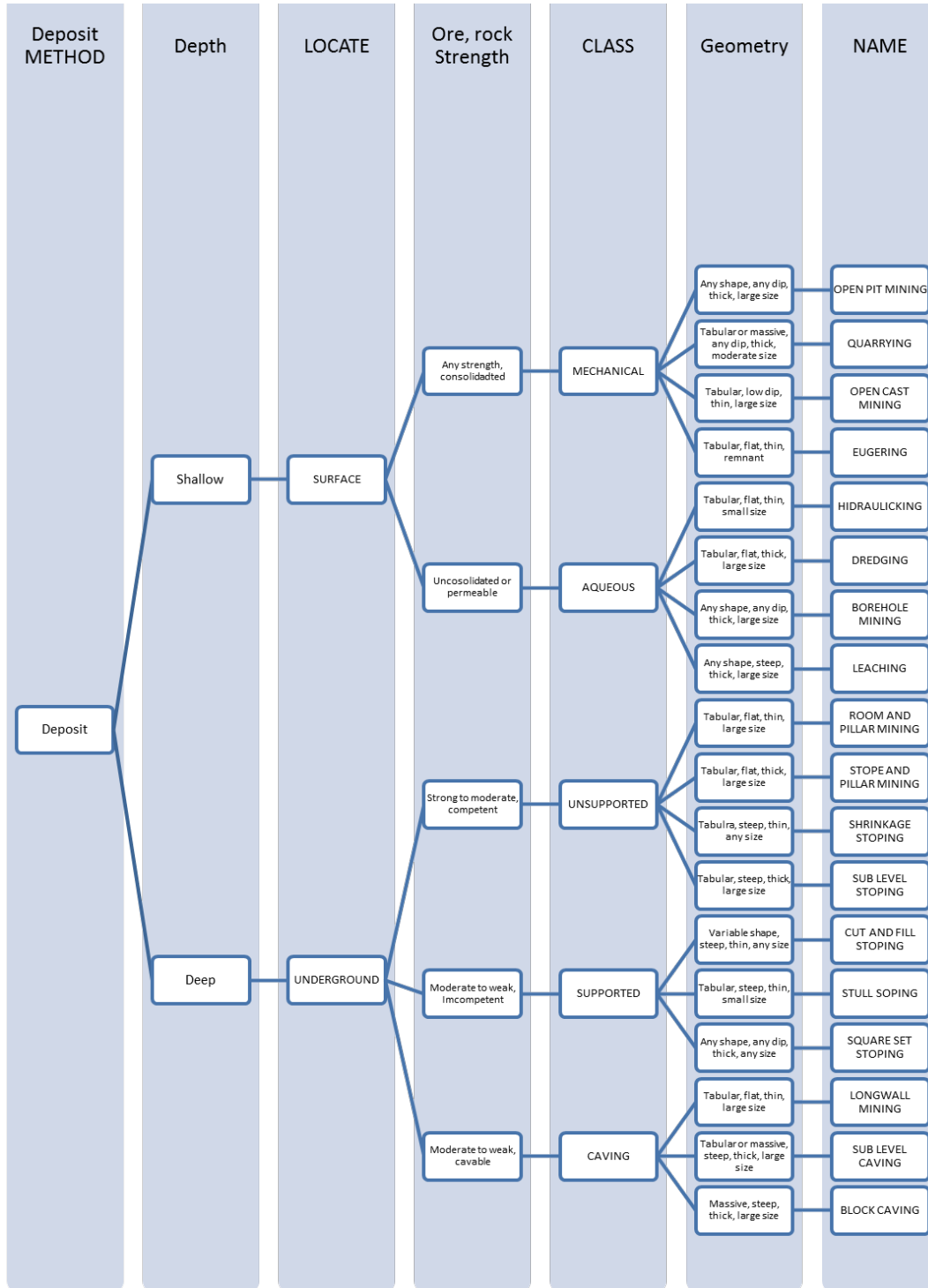
Fuente: Underground mining methods handbook.

2.6.2 Método numérico de Hartman (1987)

Desarrollo una cartilla de flujo para el proceso de selección del método de minado, basado en la geometría del depósito y las condiciones de terreno de la zona mineralizada. Hartman admite que el método es cualitativo y puede ser usado como primera aproximación.

Esta clasificación incluye métodos de minado superficial, subterráneos, de carbón y en roca dura y esta se resume en el esquema siguiente:

Tabla 2.4: Tabla de selección del método de minado desarrollado por Hartman (1987).



Fuente: Underground mining methods handbook.

2.6.3 Método numérico de Nicholas (1981)

La clasificación propuesta por Nicholas, determina la factibilidad de los métodos de minado por valorización numérica, el primer paso es clasificar la geometría y la distribución de leyes de acuerdo a la tabla de geometría del yacimiento y distribución de leyes, las características mecánicas del mineral, de la caja techo y de la caja piso son similarmente clasificadas, usando la tabla de características geomecánicas. Luego de esto se dan las puntuaciones de cada método de minado, con la tabla siguiente, de acuerdo con las características geométricas y distribución de leyes.

Tabla A2.5: Valoración de la geometría y distribución de leyes de diferentes métodos de minado.

Mining Method	Geometry/Grade Distribution												
	General Shape			Ore Thickness				Ore Plunge			Grade Distribution		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open Pit Mining	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sub level Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sub level Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillars Mining	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stoping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set Stoping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

General Shape	Grade Distribution
M Massive	U Uniform
T/P Tabular or Platy	G Gradational
I Irregular	E Erratic
Ore Thickness	
N Narrow	
I Intermediate	
T Thick	
VT Very Thick	
Ore Plunge	
F Flat	
I Intermediate	
S Steep	

Fuente: Underground mining methods handbook.

A continuación se dan las puntuaciones de cada método de minado, con la tabla siguiente de acuerdo con las características geomecánicas del mineral, caja techo y caja piso.

Tabla A2.6: Valoración de las características geomecánicas del mineral, caja techo y caja piso de los diferentes métodos de minado.

Ore Zone										
Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fractura Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sub level Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sub level Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillars Mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square Set Stopping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Rock Substance Strength
W Weak
M Moderate
S Strong

Fracture Spacing
VC Very Close
C Close
W Wide
VW Very Wide

Fractura Strength
W Weak
M Moderate
S Strong

Hanging Wall

Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fractura Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sub level Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sub level Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillars Mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square Set Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Footwall

Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fractura Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sub level Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sub level Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillars Mining	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Underground mining methods handbook.

Después de valorizar por la geometría y la distribución de las leyes, así como por las características geomecánicas, se evalúan diferentes escenarios donde la geometría y distribución de leyes, así como las características geomecánicas tienen diferentes pesos, es decir influyen más o menos en la selección del método, se puede utilizar la tabla que se muestra a continuación:

Tabla A2.7: Factores de peso de Nicholas.

Weighting Factors

Ore Geometry	1	1	1
Ore Zone Ground Conditions	1,33	0,75	1
Hanging Wall Ground Conditions	1,33	0,6	0,8
Footwal Ground Conditions	1,33	0,38	0,5

Fuente: Underground mining methods handbook.

Con esto se elabora una tabla resumen, con todos los métodos de minado que se adecuan mejor a las características geométricas y geomecánicas y se decide cuales pasan a la siguiente etapa de evaluación, a través del costo de operación y ritmo de producción requerido.

2.7 Procedimiento de selección del método de minado

El procedimiento de selección del método de minado consiste en hacer una comparación de los parámetros primarios y los parámetros que resultan de la selección del método, y determinar cuál método es factible. El mejor método debería ser técnicamente factible y luego ser evaluado económicamente.

A continuación se describirán las fases a seguir para la selección del método de minado, se debe de considerar la selección del método de minado un proceso iterativo durante toda la vida de la mina. El procedimiento se ha separado en dos etapas, la primera que es la de factibilidad técnica y la segunda que es la de factibilidad económica.

Para realizar el estudio necesario de los parámetros en orden a seleccionar el método, deben seguir dos etapas. En la primera deben eliminarse los métodos que claramente no son aplicables. Los métodos que queden se ordenan según los costos, condiciones ambientales, producción necesaria, exigencias de mercado, etc. Hecho esto, se pasa a la segunda etapa, en la que deben hacer los anteproyectos de los métodos de minado que aparecen como factibles técnicamente, calculando sus costos y sus gastos de inversión para fijar la ley límite y calcular las reservas explotables. Durante esta fase de planificación se presentaran problemas con los métodos de minado preseleccionados y habrá que introducir modificaciones en los mismos. Dado la gran inversión que necesita una mina en la actualidad, se hace indispensable acertar en la elección del método de minado.

Las técnicas de selección de métodos de minado antes mencionados nos ayudan en la primera etapa de este procedimiento.

Durante la primera etapa del estudio hay que definir la geometría y la distribución de la ley. La primera se caracteriza por su profundidad con relación a la superficie, potencia, buzamiento y forma general. La distribución de la ley clasifica la estructura en uniformes, gradualmente variables y erráticos, según que aquella sea constante, varié por zonas o tenga una distribución caprichosa.

Los estudios de mecánica de rocas necesarios para elegir el método de minado adecuado, son prácticamente iguales a los que deben realizarse para proyectar la mina. Los estudios geotécnicos deben realizarse en varias fases. La primera fase corresponde precisamente al estudio de viabilidad, que es cuando se decide el método de minado adecuado, si bien en algunos casos, no es posible seleccionar un único método de minado y son dos o más, los que pasan a ser estudiados en la fase de proyecto.

El comportamiento geotécnico de los diferentes materiales depende básicamente de la resistencia de las rocas, el grado de fracturación de los macizos rocosos y la resistencia de las discontinuidades.

Normalmente en esta primera etapa de evaluación no hay muchos datos, por esta razón es muy importante reemplazar esta carencia de datos con juicio experto en estos temas.

Los cuadros que a continuación se presentan son de mucha ayuda para estos fines.

Tabla A2.8: Tabla resumen de datos del yacimiento y distribución de leyes para la selección del método de minado.

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES

<p>1. FORMA</p> <ul style="list-style-type: none"> • Equidimensional o masivo: todas las dimensiones son similares en cualquier dirección. • Tabular: dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera. • Irregular: las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.
<p>2. POTENCIA DEL MINERAL</p> <ul style="list-style-type: none"> • Estrecho (≤ 10 m) • Intermedio (10 m – 30 m) • Potente (30 m – 100 m) • Muy potente (≥ 100 m)
<p>3. INCLINACION</p> <ul style="list-style-type: none"> • Echada ($\leq 20^\circ$) • Intermedio ($20^\circ - 55^\circ$) • Vertical ($\geq 55^\circ$)
<p>4. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE</p> <ul style="list-style-type: none"> • Pequeña (≤ 150 m) • Intermedia (150 m – 600 m) • Alta (≥ 600 m)
<p>5. DISTRIBUCION DE LEYES</p> <ul style="list-style-type: none"> • Uniforme: la ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto de este. • Gradual o diseminado: las leyes tienen una distorsión zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros. • Errático: no existe una distribución espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.

Fuente: Mecánica de rocas aplicado a la minería metálica subterránea.

Tabla A2.9: Tabla resumen de datos de las características geomecánicas para la selección del método de minado.

CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS

1. RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA (Resistencia a compresión simple (Mpa)/Presión del recubrimiento (Mpa)) <ul style="list-style-type: none"> • Pequeño (≤ 8) • Media (8 – 15) • Alta (≥ 15) 																	
2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS <table style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th></th> <th style="text-align: center;">Fracturas/m</th> <th style="text-align: center;">RQD (%)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>• Muy pequeño</td> <td style="text-align: center;">> 16</td> <td style="text-align: center;">0 - 20</td> </tr> <tr> <td>• Pequeño</td> <td style="text-align: center;">10 – 16</td> <td style="text-align: center;">20 - 40</td> </tr> <tr> <td>• Grande</td> <td style="text-align: center;">3 – 10</td> <td style="text-align: center;">40 - 70</td> </tr> <tr> <td>• Muy grande</td> <td style="text-align: center;">3</td> <td style="text-align: center;">70 - 100</td> </tr> </tbody> </table>				Fracturas/m	RQD (%)	• Muy pequeño	> 16	0 - 20	• Pequeño	10 – 16	20 - 40	• Grande	3 – 10	40 - 70	• Muy grande	3	70 - 100
	Fracturas/m	RQD (%)															
• Muy pequeño	> 16	0 - 20															
• Pequeño	10 – 16	20 - 40															
• Grande	3 – 10	40 - 70															
• Muy grande	3	70 - 100															
3. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES Pequeña: discontinuidades limpias con una superficie suave o con material de relleno blando. Media: discontinuidades limpias con una superficie rugosa. Grande: discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor que la roca intacta.																	

Fuente: Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea.

Durante la segunda etapa, se determinaran las reservas explotables. Para ello se necesita unos métodos de minado preseleccionados que son los que se adecuan a la estructura mineralizada técnicamente.

Está claro que al elegir un método de minado para explotar una estructura mineral, debe preferirse el que consiga el menor costo por tonelada extraída, con el beneficio mayor y lo más rápido posible. Esto es la evaluación de los parámetros que resultan de la selección del método. También se deben evaluar algunos parámetros especiales o específicos del caso en estudio.

Los cuadros que a continuación se presentan pueden ser de mucha ayuda en esta etapa de evaluación.

Para los costos de los métodos de minado:

Clasificación de Hartman

Tabla A2.10: Clasificación de los métodos de minado basado el costo operativo relativo elaborado por Hartman.

Ranking of mining method based on relative Operating Cost

Mining Method	Ranking Cost (percent)
Hydraulicincking, Dredging, Leachaing	5
Open Pit / Open Cast Mining	10
Block Caving, Longwall Mining	20
Room and Pillar Mining	30
Stope and Pillar Mining	
Sublevel Stoping	40
Shrinkage Stoping, Sublevel Caving, Induced Caving	50
Cut and Fill Stoping	60
Square Set Stoping	100

Fuente: Underground mining methods handbook.

Clasificación de Morrison

Tabla A2.11: Clasificación de los métodos de minado basado el costo operativo relativo elaborado por Morrison.

Ranking of mining method based on relative Operating Cost

Mining Method	Ranking Cost (percent)
Open Pit Mining	Lowest
Block Caving	
Sublevel Stoping	
Sublevel Caving	
Longwall Mining	
Room and Pillar Mining	
Shrinkage Stoping	
Cut and Fill Stoping	
Top Slicing	
Square Set Stoping	Highest

Fuente: Underground mining methods handbook.

Para la productividad de los métodos de minado:

Tabla A2.12: Productividad de los métodos de minado en t/h-g y en t/mes.

PRODUCTIVIDAD DE LOS METODOS DE MINADO

MINING METHOD	Tons - per - manshift		Tons - per - month	
	Ratio		Ratio	
	Normal	High	Normal	High
ROOM AND PILLAR	30 - 50	50 - 70	6,000 - 10,000	9,000 - 25,000
SUBLEVEL CAVING	20 - 40	40 - 50	9,000 - 15,000	13,000 - 23,000
BLOCK CAVING	15 - 40	40 - 50	8,000 - 15,000	13,000 - 23,000
SUBLEVEL STOPING	15 - 30	30 - 40	4,000 - 9,000	6,000 - 23,000
CUT AND FILL MINING	10 - 20	30 - 40	500 - 12,000	1,300 - 15,000
SHRINKAGE STOPING	5 - 10	10 - 15	400 - 500	800 - 900
OPEN STOPE	5 - 10	10 - 15	500 - 800	1,100 - 1,300
SQUARE SET MINING	1 - 3	-	200 - 300	400 - 500

Fuente: Explotación subterránea, métodos y casos prácticos.

Para la recuperación, dilución, perdidas de los métodos de minado:

Tabla A2.13: Recuperación, dilución y perdidas de los métodos de minado.

RECUPERACION, DILUCION Y PERDIDAS DE LOS METODOS DE MINADO

MINING METHOD	Recovery		Dilution		Lost	
	Ratio		Ratio		Ratio	
	Normal	High	Normal	High	Normal	High
ROOM AND PILLAR	50 - 75	60 - 75	5 - 15	15 - 20	25 - 50	30 - 55
SUBLEVEL CAVING	75 - 85	80 - 85	10 - 15	15 - 25	15 - 25	20 - 30
BLOCK CAVING	70 - 80	75 - 85	10 - 15	15 - 25	20 - 30	25 - 35
SUBLEVEL STOPING	75 - 85	80 - 90	15 - 20	20 - 30	15 - 25	20 - 30
CUT AND FILL MINING	70 - 100	80 - 100	10 - 15	15 - 20	0 - 30	5 - 35
SHRINKAGE STOPING	75 - 100	85 - 100	10 - 15	15 - 20	0 - 25	5 - 30
OPEN STOPE	70 - 100	80 - 100	5 - 10	10 - 15	0 - 30	5 - 35
SQUARE SET MINING	80 - 90	90 - 100	5 - 15	15 - 20	10 - 20	15 - 25

Fuente: Explotación subterránea, métodos y casos prácticos.

Adicionalmente a esto se puede considerar el cuadro que a continuación se presenta:

Tabla A2.14: Comparación de las características de los métodos de minado.

COMPARACION DE LOS METODOS DE MINADO SUBTERRANEOS

CARACTERISTICAS	SOPORTE NATURAL		SOPORTE ARTIFICIAL				HUNDIMIENTOS		
	ROOM AND PILLAR	SUBLEVEL STOPING	SHRINKAGE	CUT AND FILL	OPEN STOPE	SQUARE SET	LONG WALL	BLOCK CAVING	SUBLEVEL CAVING
Costo de minado	30%	40%	50%	60%	70%	100%	20%	20%	50%
Capacidad de produccion	Grande	Grande	Moderada	Moderada	Pequeña	Pequeña	Grande	Grande	Grande
Productividad	Alta	Alta	Baja	Moderada	Baja	Baja	Alta	Alta	Moderada
Inversion de capital	Alta - Moderada	Moderada	Baja	Moderada	Baja	Baja	Alta	Alta	Moderada
Velocidad de desarrollo	Rapido	Moderada	Rapido	Moderada	Rapido	Lenta	Moderada	Lenta	Moderada
Capacidad de profundidad	Limitada	Moderada	Limitada	Moderada	Limitada	Limitada	Moderada	Moderada	Moderada
Selectividad	Baja - Alta	Baja	Moderada	Alta	Alta	Alta	Baja	Baja	Baja
Recuperacion	Moderada	Moderada	Alta	Alta	Alta	La mayor	Alta	Alta	Alta
Dilucion	Moderada - Baja	Moderada	Baja	Baja	Baja	La menor	Baja	Alta	Moderada
Flexibilidad	Moderada - Alta	Baja	Moderada	Moderada	Alta	Alta	Baja	Baja	Moderada
Estabilidad de las aberturas	Moderada - Alta	Alta	Alta	Alta	Moderada	Alta	Alta	Moderada	Moderada
Subsidencia	Moderada - Baja	Baja	Baja	Baja	Moderada	Baja	Alta	Alta	Alta
Seguridad y salud	Buena	Buena	Buena	Moderada	Moderada	Pobre	Buena	Buena	buenas
Otros	Altamente mecanizable, buena ventilacion	Mecanizada, grandes voladuras, buena ventilacion	Flujo por gravedad en rebaje, mano de obra intensa	Mecanizada, requiere relleno	Intensa mano de obra, metodo sencillo, costo en madera	Mano de obra intensa, alto costo de madera	Altamente mecanizable, continua, rigida, movimientos caros	Bajo costo de rotura, buena ventilacion, control de rezagado	Mecanizado, control de rezagado critico

Fuente: Métodos de minado subterráneos – Universidad de Chile.

MÉTODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING (VETAS Y CUERPOS)

3.1 Aspectos generales

Un método de minado se define como la estrategia global que hace posible la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado del modo técnico y económico más eficiente. Este define los principios generales según los que se ejecutan las operaciones unitarias y los criterios con respecto al tratamiento de las cavidades que deja la extracción.

En el presente documento se trata el método de minado subterráneo llamado Sub level Stopping, llamado "Sub level" para hacer referencia a las galerías o subniveles a partir de los cuales se realiza la operación de explotación del mineral.

El método de minado sub level stopping es frecuentemente aplicado en mediana y pequeña minería, por su alto rendimiento, bajo costo y flexibilidad de aplicación. El Sub level Stopping se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, por lo general superior a 10m. Además, es deseable que los bordes o contactos del cuerpo mineralizado sean regulares, pero esto no impide que sea aplicado a yacimientos de muy bajo espesor.

También es posible aplicarlo en yacimientos masivos, mantos de gran potencia o vetas de gran longitud, subdividiendo el macizo mineralizado en unidades de explotación separados por pilares, que posteriormente se pueden recuperar.

Tanto la roca mineralizada como la roca circundante deben presentar buenas condiciones de estabilidad, esto quiere decir que deben ser suficientemente competentes o auto soportante.

Este método se caracteriza por la forma en que se explota el mineral. Se hacen tajadas verticales dejando la abertura vacía, por lo general de grandes dimensiones. El

mineral explotado se recolecta en embudos o zanjas emplazadas en la base del tajo, desde donde se extrae según diferentes modalidades.

El objetivo de este capítulo es describir el método de minado sublevel stoping, para ser capaz de identificar cuando es recomendable usar este método de minado y bajo qué condiciones se aplica.

3.2 Principios generales

Este método consiste en explotar el mineral a partir de subniveles y/o galerías, mediante disparos efectuados en planos verticales a estos, los taladros para efectuar la voladura pueden ser paralelo en vetas angostas o en abanico en el caso de vetas potentes, cuando la mineralización se presenta en forma de bolsones o de longitudes muy amplias, también, se puede aplicar taladros paralelos y/o en abanico con intercalación de pilares en el nivel de perforación, estos pilares pueden ser recuperados posteriormente. Después de la explotación las aberturas quedan vacías, es por esto que la roca del mineral y la circundante deben tener buenas condiciones de estabilidad.

La secuencia de voladura de toda el área a explotar tiene que estar bien definida, la voladura en un tajo debe de formar gradines o gradines invertidos, pero esta también debe estar en concordancia con la explotación de otros sectores. Las voladuras se inician con caras libres llamadas slot, los cuales se pueden elaborar de manera convencional o con taladros largos.

El mineral fracturado cae siempre al nivel base donde se realizara la extracción, por medio del sistema de extracción y transporte que se elija.

También se puede incorporar el relleno de las unidades de explotación ya trabajadas, si es que se decide hacer relleno post explotación.

3.3 Campo de aplicación

El campo de aplicación de este método varía dentro de las vetas estrechas, vetas potentes o mantos y cuerpos masivos.

Las características mecánicas de las rocas adyacentes deben ser buenas, poseer paredes y techos firmes y estables, el mineral también debe tener características buenas pero en menor grado que las rocas adyacentes.

Generalmente se aplican a estructuras verticales que tengan formas y dimensiones regulares, pero también se aplican a diferentes tipos de formas y dimensiones pues el método es muy flexible. El buzamiento de la estructura debe de exceder el ángulo de reposo del mineral fracturado.

La productividad del método es muy alta, los costos son bajos, la dilución es controlable, esto lo hace económico en todas sus variantes.

Los desarrollos y preparaciones son amplios, en manera particular las preparaciones son muchas, pero esto se compensa con las ventajas del método de minado.

Las dimensiones de la geometría del método no tienen limitaciones pero si restricciones que se deben de tomar en cuenta, estas restricciones son del tipo operativo (equipos, infraestructura, producción, etc.) y de geomecánica (estabilidad, vibraciones inducidas, secuencias de minado, etc.).

3.4 Descripción del método de minado

El nivel de descripción de este informe no es detallado, debido a que el objetivo es la explicación y descripción del método de minado sin necesidad de especificar demasiadas variantes.

3.4.1 Desarrollos y preparaciones

Primero se debe generar un nivel base o nivel de producción, el cual consiste en una galería de transporte (By pass) y cruceros de carguío (Cross cut) que permiten habilitar los puntos de extracción (draw points). Además se realizaran embudos o zanjas recolectoras de mineral. Cuando se trata de una zanja continua a lo largo de la base del tajo se requiere el desarrollo previo de una galería de producción (Galería) a partir de la cual se excava la zanja. Las galerías de transporte (By pass) se ubican cada 45 m a 120 m entre sí. El sostenimiento de estas labores debe de diseñarse para

toda la vida del tajo como mínimo (sostenimiento permanente), pues por estas labores se realizara la extracción del mineral de todo el tajo.

Son necesarias galerías o subniveles de perforación, dispuestos en altura según diversas configuraciones conforme a la geometría de la estructura mineralizada, generalmente los subniveles se encuentran entre 10m y 55m de altura y estos pueden ser varios de acuerdo a la disposición geométrica de la estructura mineralizada. Para poder llegar a estos subniveles es necesario la ejecución de chimeneas o rampas de acceso, emplazadas en la caja techo o piso del tajo, según mejor corresponda en la evaluación geomecánica. El sostenimiento de los subniveles se diseñara para la vida del subnivel (sostenimiento temporal) y de igual forma para la rampa si esta es operativa o solo va a cumplir la función de labor para explotación.

El desarrollo de los subniveles de perforación se puede llevar a cabo en paralelo con el desarrollo del nivel base o nivel de producción, lo que constituye una ventaja puesto que se pueden adelantar las labores de perforación en los subniveles de perforación respectivos. La confección de las galerías y/o subniveles deben realizarse preferentemente dentro de la zona mineralizada, para usar el mineral en la preproducción.

Para iniciar las voladuras de producción en una unidad de explotación se usa una chimenea a partir de la cual se excava el corte inicial o cámara de compensación (slot), para la generación de una cara libre. Este slot tiene dimensiones de 1.5mx1.5m o 2.0mx2.0m en sección transversal y su longitud varia de 5m a 25m.

Para cuerpos masivos, grandes mantos, vetas de gran espesor o gran longitud se pueden crear varios tajos separados por zonas estériles o pilares mineralizados que podrían ser recuperados con posterioridad utilizando el mismo método.

Las dimensiones de las labores dependerán de los equipos que circulen y/u operen en ellas, siendo como mínimo labores de 2.5mx2.5m en sección transversal. Además una unidad de explotación tendrá medidas del orden de 40m a 80m de alto, 2m a 30m de ancho y 60m a 150m de largo.

La confección de las galerías y/o subniveles puede ser en forma simultánea y preferentemente dentro de la zona mineralizada, para usar el mineral en la preproducción.

3.4.2 Explotación

3.4.2.1 Operación unitaria de perforación

Los factores que influyen en la perforación utilizada en este método de minado son:

- Dureza del mineral
- Condiciones del macizo mineral
- Tamaño requerido para el echadero
- Diámetro de los taladros
- Longitud de los taladros
- Dimensiones y tipo de aceros de perforación
- Orientación
- Espaciamiento.

En su forma tradicional (sin variaciones) se perforan taladros paralelos, en abanico y/o radiales a partir de los subniveles dispuestos para esos fines y en el nivel base. Se trata de taladros largos (hasta unos 30 m) de 2 a 3 pulgadas de diámetro, perforados de preferencia con jumbos electrohidráulicos y barras de extensión. Las longitudes de los taladros varían en función del esquema de perforación que se aplique, pero normalmente no pasan de los 25 metros. Ocasionalmente se perforan taladros más largos pero surgen dificultades debido a las desviaciones en estos.

La perforación por subnivel puede realizarse con anterioridad a la extracción del mineral, de esta forma pueden perforarse grandes áreas de mineral, volarse cuando mejor convenga y todo ello en base a que este tipo de perforación independiente, con muchos taladros largos desde cada galería y/o subnivel, permite la utilización de perforación mecanizada.

En otra de sus variantes más comunes (long blast hole) se perforan taladros de gran diámetro (4 ½ a 6 ½ pulgadas), en lo posible paralelos, pero también se realizan perforaciones en abanico y radiales de hasta unos 80m de longitud. Para este tipo de perforación, se usa una distancia entre subniveles de 45m a 55m y un espaciamiento y burden del orden de 6mx6m, utilizándose equipos DTH. Las perforaciones son realizadas a través de galerías y/o subniveles paralelos entre sí.

Con respecto a los equipos DTH; los grandes diámetros utilizados permiten agregar una línea de menor resistencia y ampliar el espaciamiento entre perforaciones, lo que permite una reducción en el número de taladros y un mineral mucho más fragmentado. Como consecuencia las cargas de explosivos que se introducen dentro de estos taladros serán más fuertes que en su forma tradicional. Pero la desviación será mínima y se podrá aumentar la distancia entre subniveles.

El desarrollo de varillaje extensible, perforadoras especiales y más recientemente la técnica de perforación de taladros largos, han hecho de la perforación por subnivel uno de los métodos más utilizados. La fase de desarrollo extensa y complicada, de antemano puede considerarse como un inconveniente, pero el gran rendimiento de la producción de mineral prevalece frente a cualquier otro tipo de consideraciones.

Las operaciones de perforación, voladura y carga pueden realizarse con total independencia unas de otras. Por otra parte, son pocos los posibles equipos que aquí pueden utilizarse, debido al elevado rendimiento de los mismos y en consecuencia pocos serán también los operarios que se precisen en manipulación.

Los taladros perforados en paralelo se adaptan a vetas estrechas y a vetas con un ancho moderado, los taladros perforados en abanico y radial se adaptan a cuerpos de anchos de moderados a altos, a mantos y/o cuerpos masivos, pero esto más depende de la disposición de las labores de perforación. Todas estas perforaciones se pueden realizar con inclinación hacia la cara libre para mejores resultados en la voladura.

Se deben de considerar las diferencias entre una perforación en paralelo y una en abanico y/o radial:

Tabla 3.1: Comparación de la perforación en paralelo y la de abanico y/o radial.

COMPARACION PERFORACION PARALELA Y ABANICO Y/O RADIAL

PERFORACION ABANICO Y/O RADIAL	PERFORACION PARALELO
Mayor dilucion	Menor dilucion
Mayor desviacion de los taladros	Menor desviacion en los taladros
Se usa en estructuras de anchos moderados a altos	Se usa en estructuras de ancho bajo
Menor tiempo de posicionamiento	Mayor tiempo de posicionamiento
Menor tiempo de preparacion	Mayor tiempo de preparacion
La velocidad de perforacion es mayor	La velocidad de perforacion es mayor
Mayor generacion de bancos	Menor generacion de bancos
Menor costo de preparacion	Mayor costo de preparacion
Mayor consumo de explosivo	Menor consumo de explosivo
Mayor rendimiento	Menor rendimiento
Menor indice de t/m perforado	Mayor indice de t/m perforado

Fuente: Informes internos Planeamiento e ingeniería U.M. Yauliyacu.

3.4.2.2 Operación unitaria de voladura

Los factores que influyen en la voladura utilizada en este método de minado son:

- Fragmentación requerida
- Diámetro de perforación
- Espaciamiento y burden
- Condición de los taladros
- Agua
- Tamaño permitido de la voladura (vibraciones inducidas)
- Dureza del mineral
- Condiciones del macizo mineral

La voladura usada en la forma tradicional de Sublevel Stopping utiliza; ANFO, emulsiones encartuchadas, detonadores no eléctricos, cordón detonante, armadas de mecha lenta y mecha rápida.

En las perforaciones efectuadas con DTH para el método de explotación Sublevel Stopping variante LBH se utiliza; ANFO (Blastex en presencia de agua), ANFO

pesado, APD cilindro, cordón detonante, armadas de mecha lenta, detonadores no eléctricos y/o detonadores eléctricos de retardo.

Para la carga de los taladros se utiliza un cargador de anfo neumático llamado anfoloader el mismo que tiene un depósito de 75 kg a 125 kg de ANFO y sirve para la carga de taladros de hasta 35 m de longitud.

Una vez realizada la voladura de producción, el mineral está disponible inmediatamente para ser cargado y transportado.

3.4.2.3 Operación unitaria de acarreo

El mineral fracturado cae por gravedad y es recolectado por embudos o por zanjas, abarcando toda la base del tajo. En el caso de tener zanjas, ésta progresa en el mismo sentido y a la velocidad que la explotación continúa. Por el contrario, si se trata de embudos, estos deben prepararse con anticipación y sus dimensiones van a depender del ancho del tajo.

Existen varias posibilidades para cargar el mineral a partir de la base de los embudos o zanjas:

- Buzones de tipo Malmberget: Consiste en colocar buzones que cargan el mineral directamente a carros de ferrocarril. Por ejemplo se necesitan esos buzones especiales que permitan "cachorrear" los bolones dentro de ellos y cuyo precio influye de manera importante en el costo del método de explotación.
- Combinación de parrillas y buzones: En este caso el mineral pasa por un nivel de parrillas antes de ser cargados por los buzones. La separación entre los elementos de las parrillas van a depender de las dimensiones de la boca del buzón y del tamaño de los carros (en especial de la abertura de la compuerta). El rendimiento de una parrilla está en relación directa con su abertura.

Es evidente que la colocación de parrillas significa agregar un punto de atochamiento adicional en el camino que sigue el mineral. Sin embargo, se gana en rapidez de carguío en el nivel de transporte. Este sistema pierde gran parte de su ventaja si hay muchos buzones en producción al mismo tiempo.

- Palas cargadoras o Scraper: La caída del mineral es a través de una zanja cargando el mineral con palas mecánicas o scrapers. La pala necesita más trabajos preparatorios que la combinación de parrillas y buzones (estocadas más largas), pero permite tener aberturas más grandes y además proporciona una mayor flexibilidad en el trabajo, puesto que puede ir separando los bolones para ser "cachorreados" con posterioridad.
- LHD: Este carga el material a través de los cruceros de extracción y traslada el mineral a los echaderos de traspaso, siendo posteriormente el mineral evacuado.

Hoy en día se utiliza normalmente los dos últimos mencionados, pero con más frecuencia los equipos LHD, estos equipos se utilizan para la extracción, carguío y transporte de mineral a las unidades de transporte o para la extracción, carguío y transporte a los echaderos de mineral, todo esto se define cuando se diseña el sistema de acarreo de mineral.

3.4.2.4 Operación unitaria de transporte

En su modalidad más antigua el mineral fragmentado se cargaba directamente a carros a través de buzones dispuestos en la base del tajo. La presencia de bolones (frecuente en este método), es un problema complicado, dado que no es posible reducir de tamaño en los buzones. Era necesario instalar estaciones de control (parrillas) antes de los buzones. En la actualidad se utilizan preferentemente equipos LHD para la extracción, carguío y transporte del mineral hacia echaderos de traspaso, donde es cargado a carros, camiones, fajas, skip y/o una combinación de estas para su transporte final a superficie.

Para la excavación del mineral desde la zanja se utiliza scoop; equipo de bajo perfil, de alto rendimiento. Este equipo puede cumplir funciones de pala para cargar camiones en puntos de transferencia ubicados entre 100 m y 150 m, desde los puntos de extracción de mineral o también funciones de LHD, vaciando el mineral en echaderos o tolvas de almacenamiento.

Estos puntos de acumulación de mineral, cuentan en su base con buzones, generalmente electro-hidráulico para la carga de camiones o carros en un nivel de transporte principal.

La totalidad del sistema de transporte puede constar también de skip para izaje de mineral, el sistema de transporte de mineral se define en la etapa de diseño de la mina. Estos sistemas de transporte pueden ser una combinación de camiones y scoop, camiones y tolvas y parrillas, carros con locomotoras y scoop, carros con locomotoras y tolvas y parrillas, y a todas estas adicionarles pocket y skip, etc., en si la combinación en sistemas de transporte es muy alta.

3.4.3 Servicios auxiliares

Los servicios auxiliares comprenden el abastecimiento de agua, aire comprimido, energía eléctrica, la ventilación de las labores, el sostenimiento de las labores y las unidades de explotación y el relleno después de la explotación.

3.4.3.1 Agua industrial

El agua industrial necesaria en calidad, cantidad y presión se definen básicamente de la necesidad de los equipos, por la alta mecanización que maneja este método la demanda de agua es de magnitud importante, y siempre es mejor planear el reúso de esta, esto se define dentro del sistema de abastecimiento de agua.

3.4.3.2 Aire comprimido

El aire comprimido necesario en calidad, cantidad y presión para desarrollar las actividades de perforación de avances y producción, sostenimiento de labores o unidades de explotación y voladura de labores y producción que son las actividades que básicamente necesitan de este, es de poca magnitud, esto se define dentro del sistema de abastecimiento de aire comprimido.

3.4.3.3 Energía eléctrica

La energía eléctrica necesaria en calidad, cantidad y amperaje se definen básicamente por la demanda de los equipos y máquinas para las diversas actividades que conforman el ciclo de producción y esta es de magnitud importante por la alta mecanización a la que puede llegar el método, esto se define dentro del sistema de abastecimiento de energía eléctrica.

3.4.3.4 Ventilación

La utilización generalizada hoy en día de equipos cargadores diesel (LHD) para el manejo del mineral, exige disponer de una adecuada ventilación del Nivel de Producción.

Para tal propósito, se utilizan las galerías de acceso o de cabecera ubicadas en los límites del tajo: el aire es inyectado por una de estas galerías y luego de recorrer el nivel es extraído por la otra o por una chimenea que sirve para ventilación y servicios.

Los subniveles de perforación se ventilan desviando parte del flujo de aire hacia las chimeneas o rampas de acceso a dichos subniveles.

El sistema de ventilación del tajo se define después de definir la flota de equipos, personal, explosivos a utilizar, magnitud de las voladuras, geometría del método y esta se acopla al sistema principal de ventilación.

3.4.3.5 Sostenimiento de labores y unidades de explotación

Como fuera señalado anteriormente, la aplicación de este método exige buenas condiciones de estabilidad tanto de la roca mineralizada como de la roca circundante. No requiere, por lo tanto, de la utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzo.

Las galerías de producción en la base de los caserones se fortifican por lo general, mediante pernos cementados o pernos y malla de acero (incluso shotcrete), atendiendo a las condiciones locales de la roca y para darles una vida durante toda la explotación del tajo.

En los subniveles de perforación se puede utilizar localmente elementos de refuerzo provisorios cuando las condiciones de la roca así lo requieran, no se requiere la permanencia de estas labores.

Las unidades de explotación se fortifican con elementos de sostenimiento llamados cable bolting, y son elementos que prolongan y mejoran la estabilidad de estos y controlan la dilución por descaje en las unidades de explotación.

3.4.3.6 Relleno después de la explotación

El relleno de las unidades de explotación se puede realizar por razones medioambientales, de seguridad, de estabilidad o por economía.

El material para rellenar estas unidades de explotación puede ser relleno detrítico, relleno cementado, relaves, relaves cementados, relaves en pastas, etc.

Este mecanismo nos puede permitir recuperar pilares, si esto es económicamente factible, reducir la cantidad de desmonte a evacuar, tener mejores condiciones de estabilidad local y global en la mina, mejorar la seguridad integral de la mina, y nos mitiga los trámites medioambientales que significa evacuar mineral a superficie.

3.5 Ventajas y desventajas del método

3.5.1 Ventajas

Entre las principales ventajas de este método destacan:

1. Es muy económico.
2. Muy favorable para mecanización.
3. Altamente Eficiente (110 ton/hombre turno).
4. Tasa de producción moderada a alta (25.000 ton / mes).
5. Muy seguro y fácil de ventilar.
6. Recuperación alta > 83%.
7. Dilución controlable < 25%.
8. La perforación puede adelantarse.
9. En operaciones grandes, voladuras semanales son frecuentes por lo que se logran turnos entrenados y eficientes.
10. Mineral está disponible de inmediato al iniciarse la voladura de producción.
11. Muy bajo o nulo consumo de madera.
12. Los pilares pueden recuperarse, previa evaluación económica.

3.5.2 Desventajas

En cuanto a desventajas para el método se tienen:

1. Se requiere de un fuerte capital, pues se requieren muchos desarrollos antes de iniciar la producción.
2. Se realizan muchos desarrollos y preparaciones para iniciar las operaciones.
3. Debido a que se espera trabajar con bordes y contactos regulares, se hace no selectivo.
4. Se hace ineficiente en buzamientos bajos.
5. Se genera voladura secundaria.
6. La voladura secundaria, puede generar gases que vuelven al Tajo.