



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA**

**ANÁLISIS DE LA RESISTENCIA Y LA ESTABILIDAD DE PILARES DE LA MINA
DIABLO REGIMIENTO, YACIMIENTO EL TENIENTE**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGISTER EN CIENCIAS MENCIÓN
GEOLOGÍA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE GEÓLOGO

RICARDO MAURICIO VERGARA ARAYA

**PROFESORA GUÍA:
SRA. SOFÍA REBOLLEDO LEMUS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
SR. SERGIO SEPÚLVEDA VALENZUELA
SR. RAMÓN VERDUGO ALVARADO
SR. CEDOMIR MARANGUNIC DAMIANOVIC**

**SANTIAGO DE CHILE
NOVIEMBRE 2006**



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA**

**ANÁLISIS DE LA RESISTENCIA Y LA ESTABILIDAD DE PILARES DE LA MINA
DIABLO REGIMIENTO, YACIMIENTO EL TENIENTE**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGISTER EN CIENCIAS MENCIÓN
GEOLOGÍA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE GEÓLOGO

RICARDO MAURICIO VERGARA ARAYA

**PROFESORA GUÍA:
SRA. SOFÍA REBOLLEDO LEMUS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
SR. SERGIO SEPÚLVEDA VALENZUELA
SR. RAMÓN VERDUGO ALVARADO
SR. CEDOMIR MARANGUNIC DAMIANOVIC**

**SANTIAGO DE CHILE
NOVIEMBRE 2006**

RESUMEN

La presente tesis consistió en el estudio de la resistencia y estabilidad de los pilares del sector inicial de la mina Diablo Regimiento, yacimiento El Teniente. El objetivo específico principal correspondió a la evaluación del efecto de la orientación de las estructuras que componen el macizo rocoso en la estabilidad de los pilares. Para lograr los objetivos se realizó un mapeo estructural a escala 1:1000 en varias zonas del sector de estudio, y a escala de detalle en 6 pilares seleccionados del nivel de Hundimiento.

El macizo rocoso del área de estudio corresponde a un stockwork primario; las estructuras más importantes, a todas las escalas, se agrupan en sets con orientaciones NW/30-90°NE, N10°E/Subvertical y N60°E/20°NE. Los tipos litológicos presentes en el Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento son Complejo Máfico El Teniente (CMET), Brecha Hidrotermal de Turmalina-Anhidrita, Brecha Braden y Pórfido Diorítico.

En base a los tipos litológicos y a los dominios estructurales presentes en el área se definieron los dominios geotécnicos CMET DR, Brecha Braden DR y Brecha Turmalina DR. Este estudio se centró en el dominio CMET DR, dado que es el de mayor extensión areal, y se realizaron ensayos para determinar las propiedades geotécnicas de la roca intacta de este dominio. A partir del mapeo de detalle se estimó la frecuencia de fracturas asociada a cada sistema estructural y en general a cada pilar. Se clasificó geotécnicamente los pilares seleccionados mediante los índices Q y Q' de Barton et al. (1974), RMR de Bieniawski (1989), RMR, IRMR y MRMR de Laubscher, y GSI a partir de Q y RMR según las fórmulas propuestas por Hoek et al. (1995). Se estimó además visualmente el índice GSI para todos los pilares disponibles a la fecha en el nivel de Hundimiento de la mina. Por otra parte se calculó los índices nombrados anteriormente simulando la condición del macizo rocoso en la zona *de Transición*, esto es, la zona inmediatamente contigua y bajo el frente de socavación. Los índices muestran una calidad de macizo rocoso de regular a buena para las condiciones *Preminería* y *de Transición*, e indican además que la calidad geotécnica es similar entre todos los pilares. Se realizó además un mapeo de daño de carácter exploratorio en los pilares muestreados mediante líneas de detalle, que consistió en la revisión de posibles estructuras abiertas (originalmente selladas) en las líneas. Dicha revisión mostró ser poco útil para estimar el daño en los pilares, ya que la calidad geotécnica de los bordes de los pilares en general difiere de la de su interior. Las estructuras abiertas encontradas fueron pocas, de pequeña traza y de difícil interpretación en cuanto al origen de su apertura.

Los métodos de Hoek-Brown aplicado a pilares (Hoek y Brown, 1997), Stacey y Page (1986) y Lunder y Pakalnis (1997), permitieron evaluar la resistencia y estabilidad de los pilares en tres escenarios de esfuerzo vertical. El Escenario 1 que representa el esfuerzo vertical *Preminería*, el Escenario 2 correspondiente a un esfuerzo vertical cuya magnitud es el doble del esfuerzo *Preminería* y que representa el esfuerzo vertical en la zona *de Transición* y el Escenario 3 donde el esfuerzo vertical es el triple del esfuerzo *Preminería*, del orden de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta CMET DR, que representa el caso de pilares anormalmente cargados. En el Escenario 1 todos los métodos predicen factores de seguridad mayores a 1,5 para los pilares del nivel de Hundimiento, y mayores a 1,1 para los pilares del nivel de Producción. En el Escenario 2 los factores de seguridad para todos los pilares son cercanos o inferiores a 1, mientras que en el Escenario 3 los factores de seguridad son inferiores a 1 en todos los casos.

En la zona *de Relajación*, que corresponde al área bajo la zona socavada, pero alejada del frente, donde el esfuerzo vertical experimenta una fuerte disminución y aparecen problemas de estabilidad asociados a la apertura de estructuras geológicas por tracción, se estimó que a pesar de la pérdida de la calidad geotécnica del macizo, los pilares han de presentar un comportamiento estable. Los resultados indican que en la zona *de Transición* los pilares pueden tener problemas de estabilidad. Sin embargo, de acuerdo a lo observado en terreno, se puede decir que estos factores de seguridad son conservadores. Dado que no se han encontrado pilares fallados, no ha sido posible encontrar el factor de seguridad óptimo como criterio de aceptabilidad para estos métodos.

Un estudio evaluativo sobre la estabilidad de los pilares de ambos niveles ante distintas condiciones de esfuerzo, a través de una modelación numérica tridimensional de bloques, mostró que la orientación del tensor de esfuerzo influye en la estabilidad de un pilar en el sector de estudio, y que esta influencia está asociada por una parte a la geometría del pilar y por otra a las características de las estructuras presentes al interior del pilar, en especial su orientación.

En el análisis de modelos de pilares de la mina Diablo Regimiento sin discontinuidades se encontró que al comparar tensores de igual magnitud pero distinta orientación, la orientación más desfavorable del esfuerzo ocurre cuando el azimut del esfuerzo principal mayor es de 45° , o por simetría 135° , 225° o 215° para los pilares del nivel de Hundimiento, y de 30° o 210° para los pilares del nivel de Producción. Se observó también que el caso más desfavorable ocurre también cuando el buzamiento del esfuerzo principal mayor es bajo (20° - 40°).

Modelos que incluyen los sistemas estructurales más importantes, mapeados mediante líneas de detalle, indicaron que la condición de esfuerzo más desfavorable ocurre cuando el azimut del esfuerzo principal mayor tiene un azimut de 135° para los pilares del nivel de Hundimiento, y de 210° para los pilares del nivel Producción. Los modelos muestran además que ocurre distinto daño en los bordes de los pilares dependiendo de la orientación del tensor.

Un análisis de sensibilidad sobre parámetros de Hoek-Brown (Hoek y Brown, 1997) para cada condición de esfuerzo considerada mostró que cuando el índice GSI de un pilar de cualquiera de los dos niveles baja de 55, su resistencia disminuye notoriamente. Esto hace recomendable estudiar sistemáticamente la degradación de los pilares conforme ocurre la socavación.

Se recomienda además efectuar más mediciones de esfuerzo en el sector, y nuevos análisis de estabilidad basados en estas mediciones. Es recomendable además, efectuar el análisis de estabilidad de pilares mediante modelación numérica para otras condiciones de esfuerzo y/u otras orientaciones y características de estructuras, representativas de otras zonas del yacimiento.

Los modelos y los criterios de falla empíricos indican que los pilares del nivel de Producción son sistemáticamente más inestables que los del nivel de Hundimiento, debido a que tienen un ancho mínimo menor.

Tabla de Contenido

TÍTULO
RESUMEN
AGRADECIMIENTOS

CAPÍTULO I		
INTRODUCCIÓN		1
I.1	Antecedentes	2
I.1.1	Antecedentes Generales	2
I.1.2	Antecedentes Sobre las Metodologías de Estimación de la Resistencia de Pilares en Minería y su Aplicabilidad a la Mina El Teniente	3
I.2	Objetivos	6
	I.2.1 Objetivo Principal	6
	I.2.2 Objetivos Específicos	6
I.3	Metodología	7
I.4	Ubicación y Vías de Acceso	9
I.5	Antecedentes Sobre la Explotación Actual del Yacimiento El Teniente	10
	I.5.1 Antecedentes Sobre el Método de Explotación Utilizado en la Mina Diablo Regimiento	12
	I.5.1.1 Nivel de Producción	12
	I.5.1.2 Nivel de Hundimiento	13
	I.5.1.3 Nivel Correa	13
	I.5.1.4 Consideraciones Sobre la Variante de Hundimiento Utilizada en la Mina Diablo Regimiento	14
I.6	Trabajos Anteriores	15
I.7	Limitaciones del Estudio	18
CAPÍTULO II		
MARCO GEOLÓGICO		20
II.1	Geología Regional	21
	II.1.1 Rocas Estratificadas	21
	II.1.2 Rocas Intrusivas	27
	II.1.3 Estructuras	27
II.2	Geología Distrital	28
	II.2.1 Rocas Estratificadas	28
	II.2.2 Rocas Intrusivas	28
	II.2.3 Estructuras	30
II.3	Geología del Yacimiento El Teniente	31
	II.3.1 Litología	31
	II.3.1.1 Complejo Máfico El Teniente (CMET)	31
	II.3.1.2 Unidades de Pórfidos Félsicos	33
	II.3.1.2.1 Pórfido Dacítico	33

II.3.1.2.2	Tonalita	33
II.3.1.2.3	Pórfido Diorítico	33
II.3.1.2.4	Pórfido Diorítico “Blanco” y Pórfido Diorítico “Gruoso”	34
II.3.1.3	Intrusivos Menores	34
II.3.1.3.1	Pórfidos Latíticos	34
II.3.1.3.2	Diques de Cuarzo	34
II.3.1.3.3	Diques de Lamprófito	35
II.3.1.4	Unidades de Brechas	35
II.3.1.4.1	Complejo de Brechas Braden	35
II.3.1.4.2	Brechas Hidrotermales de Anhidrita y Turmalina	36
II.3.1.4.3	Brechas Ígneas	36
II.3.2	Estructuras	36
II.3.3	Alteración y Mineralización	39
II.3.3.1	Etapas Tardimagmática	40
II.3.3.2	Etapas Hidrotermal Principal	40
II.3.3.3	Etapas Hidrotermal Tardía	40

**CAPÍTULO III
GEOLOGÍA DEL SECTOR INICIAL DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO 43**

III.1	Geología del Sector Diablo Regimiento	44
III.1.1	CMET	44
III.1.2	Pórfido Diorítico	44
III.1.3	Diques de Cuarzo	44
III.1.4	Diques de Guijarros	46
III.1.5	Pórfido Latítico	47
III.1.6	Brecha Hidrotermal de Turmalina-Anhidrita-Cuarzo	47
III.1.7	Complejo de Brechas Braden	47
III.1.7.1	Brecha Braden	47
III.1.7.2	Brecha Turmalina	47
III.1.8	Brecha Hidrotermal de Anhidrita	48
III.2	Geología Estructural del Sector Inicial de la Mina Diablo Regimiento	49
III.2.1	Introducción	49
III.2.2	Análisis de Estructuras Interpretadas de traza mayor a 30 m en la Mina Diablo Regimiento	49
III.2.2.1	Caracterización de las Estructuras Interpretadas de Traza Mayor a 30 m Presentes en la Mina Diablo Regimiento	52
III.2.3	Análisis de Estructuras Intermedias en la Mina Diablo Regimiento	53
III.2.3.1	Análisis de Estructuras Intermedias en el Nivel de Hundimiento de la Mina Diablo Regimiento	55
III.2.3.1.1	Análisis General	55
III.2.3.1.2	Análisis por Tipos de Estructura	57

III.2.3.2	Análisis de Estructuras Intermedias en el Nivel de Producción de la Mina Diablo Regimiento	59
III.2.3.2.1	Análisis General	59
III.2.3.2.2	Análisis por Tipo de Estructura	60
III.2.4	Análisis de Estructuras Mapeadas Mediante Línea de Detalle en los Pilares de la Mina Diablo Regimiento	62
III.2.4.1	Metodología de Levantamiento de Información Geológica de Galerías Mediante Líneas de Detalle	63
III.2.4.2	Análisis General de los Resultados del Mapeo Mediante Líneas de Detalle	65
III.3	Conclusiones Parciales del Análisis Estructural	74
CAPÍTULO IV GEOTECNIA DEL SECTOR INICIAL DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO		79
IV.1	Definición de Unidades Geotécnicas en la mina Diablo Regimiento	80
IV.2	Caracterización Geotécnica de los pilares del sector inicial de la Mina Diablo Regimiento	83
IV.2.1	Propiedades Geotécnicas de la Roca Intacta de la Unidad Geotécnica CMET DR	83
IV.2.2	Estimación de los Parámetros espaciamiento y Frecuencia de Fracturas Asociados a Cada Pilar	85
IV.2.3	Resultados de la Revisión de Estructuras Posiblemente Activadas Producto del Proceso de Socavación	88
IV.2.4	Clasificación Geotécnica de los Pilares Muestreados Mediante Líneas de Detalle	89
IV.2.5	Estimación Visual del Índice GSI de Hoek et al. (2002)	91
IV.2.6	Estimación de la Calidad de Macizo Rocoso de los Pilares en la Zona de Transición	94
IV.3	Conclusiones Parciales	96
CAPÍTULO V ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA Y DE LA ESTABILIDAD DE LOS PILARES DE LA MINA DR MEDIANTE LOS CRITERIOS HOEK-BROWN (HOEK ET AL., 1995), STACEY Y PAGE (1986) Y LUNDER Y PAKALNIS (1997)		99
V.1	Introducción	100
V.2	Criterio de Falla de Hoek-Brown aplicado a la Estabilidad de los Pilares de la Mina Diablo Regimiento	105
V.3	Criterio de Estabilidad de Pilares de Stacey y Page (1986) Aplicado a los Pilares de la Mina Diablo Regimiento	109
V.4	Criterio de Estabilidad de Pilares de Lunder y Pakalnis (1997) Aplicado a los Pilares de la Mina Diablo Regimiento	111
V.5	Discusión de los Resultados Obtenidos	114

CAPÍTULO VI		
EVALUACIÓN DE LA ESTABILIDAD DE PILARES DE LA MINA DIABLO		
REGIMIENTO MEDIANTE MODELACIÓN NUMÉRICA		118
VI.1	Introducción	119
VI.2	Características de los Modelos	120
	VI.2.1 Geometría de los Modelos y Layout Asociado	120
	VI.2.2 Propiedades de la Roca Intacta y del Macizo Rocoso	120
	VI.2.3 Propiedades de las Discontinuidades	121
	VI.2.4. Tamaño del Modelo y de las Zonas que lo Constituyen	122
	VI.2.4.1 Tamaño del Modelo (Ubicación de los Bordes de Campo Lejano)	122
	VI.2.4.2 Tamaño de las Zonas de los Modelos	124
	VI.2.4.3 Condiciones de Borde	125
	VI.2.4.4 Condición de Esfuerzo	125
VI.3	Construcción de los Modelos	126
	VI.3.1 Modelos Elásticos sin Discontinuidades	126
	VI.3.1.1 Condición de Esfuerzo de los Modelos Elásticos sin Estructuras	126
	VI.3.1.2 Resultados de los Modelos Elásticos sin Discontinuidades	128
	VI.3.2 Modelos elásticos con discontinuidades	131
	VI.3.2.1 Condición de Esfuerzo	131
	VI.3.2.2 Resultados de los Modelos Elásticos con Discontinuidades	132
	VI.3.2.2.1 Esfuerzos Principales, Esfuerzo Vertical y Desplazamientos	132
	VI.3.2.2.2 Esfuerzo Vertical y Método del Área Tributaria	138
	VI.3.2.2.3 Criterio de Análisis Cuantitativo de los Resultados (Criterio Hoek-Brown)	140
VI.4	Conclusiones Parciales y Recomendaciones	151
Capítulo VII		
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		153
REFERENCIAS		163

ANEXOS

Anexo I	Líneas de Detalle Mapeadas
Anexo II	Clasificación Geotécnica de Vetillas
Anexo III	Resumen de las Características de los Sets Estructurales Definidos en los Pilares Muestreados Mediante Líneas de Detalle en el Nivel de Hundimiento
Anexo IV	Ensayos Geotécnicos
Anexo V	Cálculo de los Espaciamientos Reales de los Sistemas Estructurales Definidos a Partir de las Líneas de Detalle
Anexo VI	Resultados del Remapeo de las Líneas de Detalle
Anexo VII	Cálculo de los Índices Geotécnicos
Anexo VIII	Secciones A, B, C, D, E y F con Esfuerzo de Corte en los Pilares en los Modelos Numéricos sin Discontinuidades
Anexo IX	Secciones A, B, C, D, E y F de los Pilares en los Modelos con Discontinuidades
Anexo X	Sistema de Clasificación Roca Primaria El Teniente. Índices de Hundibilidad y de Fragmentación
Anexo XI	Diagramas de Densidad de Polos Estructuras Intermedias Capítulo III

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1.	Plano del Nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento	4
Figura 1.2.	Ubicación del yacimiento El Teniente	9
Figura 1.3.	Distribución de zonas, de acuerdo a los estados del macizo rocoso	11
Figura 1.4.	Esquema de la malla de extracción en la mina Diablo Regimiento	13
Figura 1.5.	Programa de socavación del Sector Inicial del Nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento a Junio de 2004	14
Figura 2.1.	Mapa Geológico Regional	22
Figura 2.2.	Mapa Geológico del Distrito Teniente	29
Figura 2.3.	Zona de Falla Teniente (ZFT)	30
Figura 2.4.	Modelo de estructuras de tipo Riedel para una zona de trascurrencia sinistral de rumbo N50°W que coincide con la zona de falla Río Blanco-Codegua	31
Figura 2.5.	Geología del yacimiento a la cota 2190 m s.n.m.	32
Figura 2.6.	Plano Geológico Modelo de Estructuras Mayores de la mina El Teniente a la cota 2190 m s.n.m.	38
Figura 2.7.	Modelo Geológico-Estructural del yacimiento El Teniente	39
Figura 3.1.	Plano Geológico Modelo del sector Diablo Regimiento, Nivel Producción	45
Figura 3.2.	Plano Geológico de la parte desarrollada del nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento	46
Figura 3.3.	Plano Geológico del Nivel UCL de la mina Diablo Regimiento, donde se muestran las estructuras interpretadas a partir del mapeo a escala 1:1000	50
Figura 3.4.	Plano Geológico del Nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento, mostrando las estructuras interpretadas a partir del mapeo a escala 1:1000	51
Figura 3.5.	Diagrama de densidad de polos de estructuras mayores interpretadas en los niveles de Producción y UCL	52
Figura 3.6.	Plano geológico del nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento, que muestra las estructuras intermedias presentes	54
Figura 3.7.	Plano geológico del Nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento, que muestra las estructuras intermedias presentes	55
Figura 3.8.	Diagrama de densidad de polos de estructuras intermedias presentes en el nivel UCL	56
Figura 3.9.	Diagramas de densidad de polos de las estructuras intermedias mapeadas en el nivel de Hundimiento	58
Figura 3.10.	Diagrama de densidad de polos de las estructuras intermedias	

	mapeadas en el nivel Producción	59
Figura 3.11.	Diagramas de densidad de polos de las estructuras intermedias mapeadas en el nivel de Producción	61
Figura 3.12.	Ubicación de las líneas de detalle realizadas en este trabajo	62
Figura 3.13.	Diagrama de Densidad de Polos de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle	65
Figura 3.14.	Diagramas de Densidad de Polos de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle	66
Figura 3.15.	Diagramas de Rosetas de Rumbos de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle	67
Figura 4.1.	Índice de Fragmentación del macizo rocoso de la mina Diablo Regimiento	81
Figura 4.2.	Índice de Hundibilidad del macizo rocoso de la mina Diablo Regimiento	82
Figura 4.3.	Envolvente de Falla y parámetros de Hoek-Brown de la Unidad Geotécnica CMET DR	83
Figura 4.4.	a) Sobreexcavación leve en la parte norte del techo de la galería Conexión 14 entre las calles 19 y 21, Nivel de Hundimiento b) Tiro de Tronadura cortado debido a la activación de estructuras al interior del pilar	88
Figura 4.5.	Carta para evaluar el Índice de Resistencia Geológica (GSI) en macizos rocosos fracturados	92
Figura 4.6.	Comparación entre los índices GSI estimados visualmente y los calculados a partir de los índices RMR de Bieniawski (1989) y Q' de Barton et al. (1974)	94
Figura 5.1.	Esfuerzo Vertical medido versus Distancia al Frente de Socavación en la mina Esmeralda del yacimiento El Teniente	102
Figura 5.2.	Geometría para el análisis del área tributaria de pilares en compresión uniaxial	103
Figura 6.1.	Geometría de los modelos analizados, vista de las excavaciones	120
Figura 6.2.	Solución analítica bidimensional de Kirsch (1898)	123
Figura 6.3.	Tamaño de los modelos	124
Figura 6.4.	Tamaño de las zonas en el modelo elástico sin estructuras	125
Figura 6.5.	Condiciones de borde de los modelos	125
Figura 6.6.	Ploteo de vectores de esfuerzo principal coloreados por esfuerzo de corte en el modelo 1.2.1	129
Figura 6.7.	Parámetro FC en las tres secciones definidas que cruzan el centro del pilar por cada caso analizado	130
Figura 6.8.	Parámetro FC versus azimut del esfuerzo principal mayor y versus el buzamiento del esfuerzo principal mayor	131
Figura 6.9.	Proyección de los vectores de desplazamiento coloreados por su magnitud en los modelos de pilares del nivel de Hundimiento, visto en la sección B	135
Figura 6.10.	Esfuerzo Vertical en los modelos de pilares del nivel de Hundimiento, visto en la sección A	137
Figura 6.11.	Esfuerzo Vertical en el modelo 2.2.1	139
Figura 6.12.	Factor de Seguridad según el criterio de Hoek-Brown bajo los parámetros del caso 2.3 de la Tabla 6.6 en el modelo 2.1.1	143
Figura 6.13.	Parámetros $ZF_{0,5}$, ZF_1 y $ZF_{1,5}$ para los casos descritos en la Tabla 6.6 en las tres secciones del nivel de Hundimiento	145
Figura 6.14.	Parámetros $ZF_{0,5}$, ZF_1 y $ZF_{1,5}$ para los casos descritos en la Tabla 6.6 en las tres secciones del nivel de Producción	146
Figura 6.15.	Parámetro ZF versus GSI. Nivel de Hundimiento	148
Figura 6.16.	Parámetro ZF versus GSI. Nivel de Producción	149
Figura 6.17.	Parámetro ZF versus m_b . Nivel de Hundimiento	150
Figura 6.18.	Parámetro ZF versus m_b . Nivel de Producción	151

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1.	Criterios de Aceptabilidad para pilares mineros	5
Tabla 2.1.	Clasificación de estructuras en función de su traza observada	36
Tabla 2.2.	Clasificación Genética de Vetillas de El Teniente	42
Tabla 3.1.	Configuración Dips	49
Tabla 3.2.	Sistemas estructurales definidos para las estructuras interpretadas mayores a 30 m presentes	51
Tabla 3.3.	Características de las Estructuras interpretadas con traza mayor a 30 m en los Niveles Producción y UCL	53
Tabla 3.4.	Sistemas estructurales definidos para las estructuras intermedias presentes en el Nivel de Hundimiento	56
Tabla 3.5.	Características de las estructuras intermedias presentes en el nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento	57
Tabla 3.6.	Sistemas estructurales definidos para las estructuras intermedias mapeadas en el Nivel Producción	60
Tabla 3.7.	Características de las estructuras intermedias presentes en el nivel de Producción	60
Tabla 3.8.	Ubicación de las líneas de detalle efectuadas en el nivel de Hundimiento	63
Tabla 3.9.	Planilla de descripción de estructuras en Líneas de Detalle	64
Tabla 3.10.	Sistemas estructurales representativos de las estructuras que cortan los pilares de la mina Diablo Regimiento	76
Tabla 4.1.	Propiedades geotécnicas de la roca intacta del sector inicial de la mina Diablo Regimiento	84
Tabla 4.2.	Procedimientos de Muestreo y Factor Divisor de J_v	86
Tabla 4.3.	Resumen de valores medios y desviación estándar de los Espaciamientos de los sistemas estructurales definidos por pilar	87
Tabla 4.4.	Resumen de los parámetros relativos a la Frecuencia de Fracturas y al parámetro J_v por cada pilar muestreado	87
Tabla 4.5.	Índices geotécnicos RMR de Bieniawski (1989) y Q y Q' de Barton et al. (1974) obtenidos para los pilares estudiados (asociados a la condición Preminería)	90
Tabla 4.6.	Índices geotécnicos RMR y MRMR de Laubscher (1990) e IRMR y MRMR de Laubscher y Jakubec (2001) obtenidos para los pilares estudiados (asociados a la condición Preminería)	90
Tabla 4.7.	Índices geotécnicos MRMR y DMRS de Laubscher (1984) obtenidos para los pilares estudiados (asociados a la condición Preminería)	90
Tabla 4.8.	Índice de Resistencia Geológica (GSI) estimado visualmente en cada pilar del nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento	93
Tabla 4.9.	Índices geotécnicos RMR de Bieniawski (1989) y Q y Q' de Barton et al. (1974) estimados para los pilares estudiados (condición Zona Transición)	95
Tabla 4.10.	Índices geotécnicos RMR y MRMR de Laubscher (1990) e IRMR y MRMR de Laubscher y Jakubec (2001) estimados para los pilares estudiados (condición Zona Transición)	95
Tabla 4.11.	Índices geotécnicos MRMR y DMRS de Laubscher (1984) estimados para los pilares estudiados (condición Zona Transición)	95
Tabla 4.12.	Espaciamientos medios de los sistemas estructurales representativos de las estructuras que cortan los pilares de la mina Diablo Regimiento	97
Tabla 5.1.	Dimensiones de los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento	100
Tabla 5.2.	Mediciones de Esfuerzo realizadas en la mina Diablo Regimiento	101
Tabla 5.3.	Escenarios de esfuerzo vertical (p_{zz}) considerados en este estudio para estimar la estabilidad de los pilares de la mina Diablo Regimiento	102
Tabla 5.4.	Esfuerzo vertical promedio σ_p que afecta a los pilares de los niveles de Hundimiento y Producción de la mina Diablo Regimiento	

	de acuerdo al método del Área Tributaria	104
Tabla 5.5.	Parámetros de Hoek-Brown asociados a los cuatro casos analizados para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción	107
Tabla 5.6.	Resistencia, Factores de Seguridad (FS) y Probabilidad de Falla obtenidos a través de la metodología de Hoek-Brown (1997) para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción	108
Tabla 5.7.	Resistencia, Factores de Seguridad (FS) y Probabilidad de Falla obtenidos a través de la metodología de Stacey y Page (1986) para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción	110
Tabla 5.8.	Resistencia, Factores de Seguridad (FS) y Probabilidad de Falla obtenidos a través de la metodología de Lunder y Pakalnis (1997) para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción	113
Tabla 5.9.	Tabla resumen de valores de Resistencia obtenidos para los pilares del Nivel de Hundimiento a través de los métodos de Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), Stacey y Page (1986) y Lunder y Pakalnis (1997)	115
Tabla 5.10.	Tabla resumen de valores de Resistencia obtenidos para los pilares del Nivel de Producción a través de los métodos de Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), Stacey y Page (1986) y Lunder y Pakalnis (1997)	115
Tabla 5.11.	Aceptabilidad de los factores de seguridad obtenidos para los pilares del Nivel de Hundimiento de acuerdo al criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis (1997)	117
Tabla 5.12.	Aceptabilidad de los factores de seguridad obtenidos para los pilares del Nivel de Producción de acuerdo al criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis (1997)	117
Tabla 6.1.	Propiedades geomecánicas elásticas usadas en los modelos	121
Tabla 6.2.	Propiedades de las discontinuidades	121
Tabla 6.3.	Mediciones de Esfuerzo realizadas en la mina Diablo Regimiento	127
Tabla 6.4.	Condiciones de esfuerzo usadas en los Modelos Elásticos sin Discontinuidades	127
Tabla 6.5.	Tensores usados en los Modelos Elásticos con Discontinuidades	132
Tabla 6.6.	Resumen de las características más importantes observadas en las secciones de los modelos del nivel de Hundimiento. Esfuerzos principales mayor y menor, y esfuerzo vertical	133
Tabla 6.7.	Resumen de las características más importantes observadas en las secciones de los modelos del nivel de Producción. Esfuerzos principales mayor y menor, y esfuerzo vertical	134
Tabla 6.8.	Parámetros de Hoek-Brown del Macizo Rocoso analizados	140
Tabla 6.9.	Atributos más importantes de los factores de seguridad en los pilares del nivel de hundimiento	141
Tabla 6.10.	Atributos más importantes de los factores de seguridad en los pilares del nivel de Producción	142

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

I.1 Antecedentes

I.2 Objetivos

I.3 Metodología

I.4 Ubicación y Vías de Acceso

**I.5 Antecedentes Sobre la Explotación Actual del Yacimiento
El Teniente**

I.6 Trabajos Anteriores

I.7 Limitaciones del Estudio

I. Introducción

I.1. Antecedentes

I.1.1. Antecedentes Generales

La estabilidad de las labores en minas explotadas a través de métodos por hundimiento gravitacional depende no sólo de las características geológicas y del campo de esfuerzos in situ, sino también del diseño minero, que incluye la orientación y ancho de las labores, la altura de las columnas (factores geométricos), las velocidades de extracción, la duración de las actividades mineras, y las tasas de hundimiento (Brown, 2003). En estos métodos de explotación el cambio en el régimen de esfuerzos asociado a la socavación, produce un gran daño en las labores (Pardo y Cavieres, 2000).

En los yacimientos donde el arreglo estructural consiste de un enrejado polidireccional de vetillas (stockwork) la degradación de la calidad geotécnica del macizo rocoso se manifiesta principalmente por la activación o trabajo de estructuras geológicas preexistentes (fallas y vetillas). En los macizos rocosos primarios de este tipo, todas las estructuras, salvo las fallas, se encuentran originalmente rellenas por distintos tipos de relleno mineral, factor que determina en gran parte su resistencia.

En el yacimiento El Teniente la explotación por hundimiento gravitacional de roca primaria ha generado colapsos de galerías, piques y pilares, los cuales se ubican, generalmente, en las cercanías de estructuras con trazas mayores a 100 m, denominadas estructuras mayores. Las estructuras mayores por lo tanto son y/o delimitan zonas de debilidad. Estructuras de trazas menores también controlan daños significativos en las labores, muy especialmente en la zona adyacente y bajo el frente de socavación.

De acuerdo a Brzovic y Benado (2003), las estructuras mayores e intermedias, con trazas entre 3 y 100 m, que cruzan al menos una galería, controlan la estabilidad de los pilares de la mina El Teniente. Los pilares colapsados alcanzaron alrededor de 4 a 5 m de altura, con una superficie basal inferior a 200 m², y se ubicaban a menos de 100 m del frente de socavación. El diseño actual de pilares considera un área basal mayor y una altura que normalmente no supera los 5 m de altura. Si bien esta geometría ha estabilizado los pilares, la respuesta de éstos ante la redistribución del régimen de esfuerzos que genera el paso del frente de socavación es un problema aún no entendido completamente. En particular, todavía no se cuenta con antecedentes suficientes que permitan identificar cuáles de las estructuras presentes participan en el deterioro de la calidad geotécnica del macizo rocoso que compone los pilares y cómo. La experiencia en la mina El Teniente ha mostrado que la activación de las estructuras selladas en las cercanías de las galerías ocurre generalmente por tracción (Pereira, comunicación verbal). Aguirre (1995) identificó los mecanismos mediante los cuales se desarrolla el daño en las labores de la mina, y los asoció a cambios en el campo de esfuerzos, que ocurren en función de la distancia al frente de socavación. De acuerdo a Cavieres (comunicación verbal), la etapa de socavación es

la que causa más daños en las labores dentro del proceso minero y trae consigo dos efectos principales sobre los pilares adyacentes al frente: por un lado cambios en la orientación de los esfuerzos y un aumento en la sollicitación de los pilares, y por otro, una degradación de su calidad geotécnica asociada a la apertura de estructuras originalmente selladas.

La presente tesis consiste en un análisis estático de la resistencia y la estabilidad de los pilares de una mina subterránea por Hundimiento a medida que se realiza la fase de socavación, tomando en cuenta las características de las estructuras geológicas presentes en los pilares.

La presente Tesis consiste en un estudio de las características geológicas que condicionan la estabilidad de los pilares. Dados los cambios en la orientación del tensor de esfuerzos que ocurren típicamente en la minería por hundimiento, se estudió el comportamiento del macizo rocoso (con discontinuidades geológicas) que compone los pilares ante distintos escenarios de esfuerzo, y se comparó estos resultados con los obtenidos a través de métodos que consideren al macizo rocoso como isótropo, sin tomar en cuenta la orientación de las estructuras. En el marco de lo anterior esta Tesis pretende contribuir a un mejor diseño de pilares, esencialmente en cuanto a la aplicación de los métodos tradicionales de estimación de resistencia de pilares y a la determinación de la fortificación requerida para garantizar su estabilidad y minimizar sus costos. El estado ideal es lograr la fortificación selectiva de labores.

El sector escogido para este estudio es el Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento del yacimiento El Teniente (Figura 1.1), donde la socavación (explotación) de pilares del nivel de Hundimiento comenzó el 30 de agosto de 2004.

1.1.2. Antecedentes Sobre las Metodologías de Estimación de la Resistencia de Pilares en Minería y su Aplicabilidad a la Mina El Teniente

En la actualidad existen varias metodologías empíricas y semi-analíticas para evaluar la resistencia y la estabilidad de pilares en minas subterráneas, la mayoría de las cuales han sido desarrolladas para el método de explotación por “Cámaras y Pilares” (“room and pillar”), casi exclusivamente para la minería del carbón. Algunas metodologías que han probado ser estadísticamente aceptables para pilares de roca “dura”, es decir rocas de resistencia mayor a la del carbón, son el criterio de falla de Hoek-Brown para Macizo Rocosos (Martin y Maybee, 2000), y las fórmulas empíricas encontradas por Hedley (1978), Stacey y Page (1986), y Lunder y Pakalnis (1997).

De acuerdo a la literatura existente, en forma resumida se puede afirmar que la resistencia de un pilar:

- Es menor que la resistencia de la roca intacta medida en el laboratorio.
- Depende del volumen del pilar debido a un efecto de escala asociado a los defectos y discontinuidades presentes en el macizo rocoso,

- Depende de la geometría del pilar, debido a un efecto geométrico que influye en la distribución de esfuerzos en el cuerpo del pilar y en sus condiciones de borde. La geometría del pilar se expresa comúnmente mediante la razón entre ancho y alto del pilar¹.
- Depende directamente de la orientación y de la resistencia de las estructuras geológicas que lo cortan.

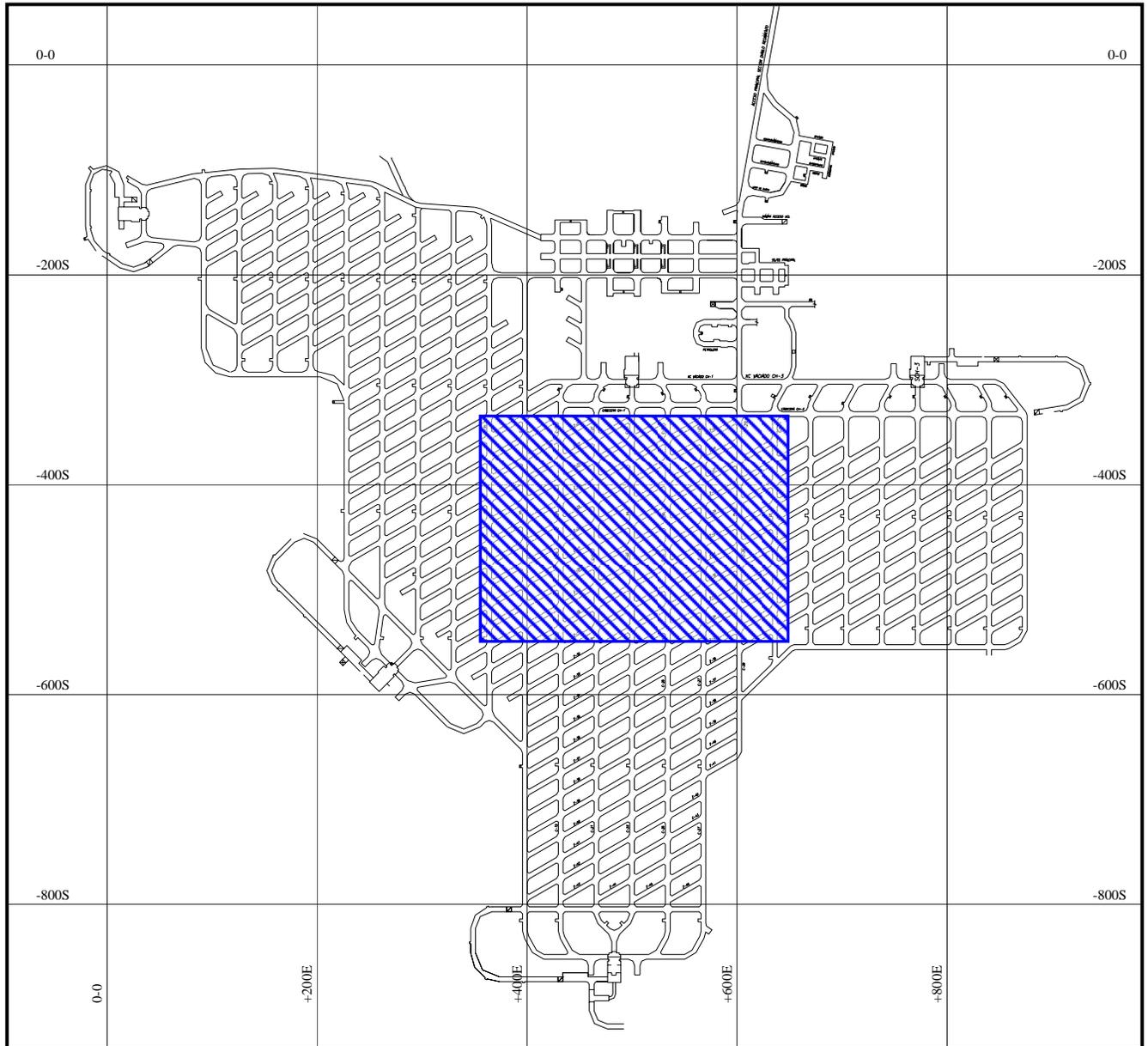


Figura 1.1. Plano del Nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento. En azul se muestra el área de estudio, correspondiente al Sector Inicial de la mina. Coordenadas Mina cada 200 m.

¹ Para pilares rectangulares se utiliza el ancho menor, que minimiza la estimación de la resistencia del pilar, o el *ancho efectivo*, que corresponde a: $W_{ef} = 4 \times A_p / R$. Donde A_p es el área del pilar y R es su perímetro (Stacey y Page, 1986). La decisión de qué valor de W tomar depende del caso en estudio.

En el método de explotación por Cámaras y Pilares se maximiza el área extraída y se minimiza el área ocupada por los pilares, de modo que éstos rara vez tienen una razón ancho/alto mayor a 2. El comportamiento de pilares de una razón ancho/alto mayor a 2,5 no es bien conocido y se han reportado muy pocos casos en los cuales estos han fallado completamente (Martin y Maybee, 2000). Pilares de estas dimensiones son comunes en la minería por hundimiento (Caving). En este caso no se requiere minimizar el área ocupada por los pilares, los cuales deben resistir los cambios en la condición de esfuerzo que ocurren típicamente.

La estabilidad de pilares se estima usualmente utilizando algún índice de la condición de estabilidad del pilar, siendo el más usual el factor de seguridad, definido como la razón entre la capacidad (resistencia) y la sollicitación (carga), aunque también puede utilizarse el margen de seguridad (diferencia entre la capacidad y la sollicitación), la probabilidad de falla u otro. En general, la condición del pilar se evalúa cuantitativamente mediante la comparación de este índice con algún criterio de aceptabilidad. En la Tabla 1.1 se muestran criterios de aceptabilidad comunes para factores de seguridad en pilares. En particular, los factores de seguridad aceptables para pilares en la mina El Teniente son cercanos a 1,5.

Tabla 1.1. Criterios de Aceptabilidad para pilares mineros.

Criterio de aceptabilidad	Factor de Seguridad	Referencia
Estable	FS > 1,4	Lunder & Pakalnis (1997)
Estable	FS > 1,6	Salamon (1970)

De acuerdo a la literatura existente, el deterioro de la calidad geotécnica de pilares de roca relativamente masiva debido al campo de esfuerzos se ve manifestada en un principio por el trabajo de las estructuras geológicas, generalmente por tracción, en los bordes del pilar ("*spalling*" y "*slabbing*"; o "*fallamiento parcial*" (Martin y Maybee, 2000)), debido a que el borde del pilar presenta un menor confinamiento que el núcleo. Lunder y Pakalnis (1997) caracterizaron el modo de falla de pilares en rocas masivas, llamándolo "Fallamiento Progresivo", el cual consiste en el desarme del arreglo estructural del pilar a través de la aparición y propagación de fracturas y su interacción. Cuando la fricción entre las fracturas interconectadas ha sido completamente puesta en acción, es decir han trabajado una o más estructuras que en conjunto cruzan el núcleo del pilar, el pilar se encuentra en su punto de falla, dado por una pérdida de su cohesión interna.

En general, los métodos de estimación de resistencia de pilares de Stacey y Page (1986), Lunder y Pakalnis (1997) y Hoek-Brown (Hoek et al., 1995) deben ser aplicados a casos donde es posible suponer que el macizo rocoso presenta un comportamiento isotrópico y ninguna estructura en particular controla su estabilidad. Asumir esta condición puede no ser realista en algunos casos cuando el arreglo estructural corresponde a un stockwork, y existe además una anisotropía estructural a escala de estructuras mayores, intermedias y/o menores.

Con respecto al control estructural de la resistencia de pilares, se puede mencionar que en el caso en que el esfuerzo principal mayor es vertical (caso general de la minería por el método “room and pillar”) las estructuras más probables de fallar por cizalle en los pilares son las que poseen manteos entre 30° y 60°; Las estructuras subverticales pueden trabajar por tracción o por cizalle bajo condiciones de alto stress y las estructuras subhorizontales tienen muy poca probabilidad de fallar en este escenario. El posible control estructural existente en la resistencia de pilares en minería por hundimiento, donde el esfuerzo principal mayor varía en su orientación, es poco conocido.

I.2. Objetivos

I.2.1. Objetivo Principal

Determinar las características geológicas y los parámetros geotécnicos que influyen en la resistencia, la estabilidad y la degradación de la calidad geotécnica del macizo rocoso primario de los pilares de la mina Diablo Regimiento frente a la explotación por hundimiento.

I.2.2. Objetivos Específicos

- a) Estimar la resistencia y la estabilidad de los pilares del sector inicial de la mina Diablo Regimiento.
- b) Clasificar geotécnicamente los pilares del sector inicial de la mina Diablo Regimiento.
- c) Evaluar cuantitativa y cualitativamente el daño sufrido por pilares seleccionados del Nivel de Hundimiento en función de su distancia al frente de socavación durante 3 meses.
- d) Estimar mediante modelación numérica el efecto de la presencia de estructuras y su orientación sobre la resistencia y la estabilidad de pilares característicos de la mina Diablo Regimiento.

I.3. Metodología

El estudio se realizó mediante el desarrollo de las siguientes etapas:

Revisión de Antecedentes

- Recopilación y análisis crítico de la información disponible referente al desarrollo de este estudio.
- Análisis de la geología base de la mina Diablo Regimiento disponible a la fecha.

Trabajo de terreno

- Realización de ensayos geotécnicos (compresión uniaxial y triaxial de la roca intacta) tendientes a determinar las propiedades físicas básicas de la roca intacta del sector Diablo Regimiento.
- Mapeo de aproximadamente 700 m de galerías a escala 1:1000 en los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento.
- Mapeo de 140,8 m de galerías mediante el método de Líneas de Detalle en el nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento, correspondientes a 6 pilares.
- Estimación visual del índice GSI de Hoek et al. (2002) para los pilares del sector en estudio en el nivel de Hundimiento, de acuerdo al método sugerido por estos autores.
- Remapeo de estructuras posiblemente activadas en algunos de los sectores ya muestreados mediante líneas de detalle después de cada polvorazo, durante tres meses.

Trabajo de Gabinete

- Análisis de los resultados

El análisis estructural de la mina Diablo Regimiento es efectuado para las estructuras mayores, intermedias y menores de acuerdo a los siguientes dominios:

- Niveles de Hundimiento y Producción en conjunto. Para las estructuras intermedias interpretadas presentes en el sector.
- Nivel de Hundimiento en general. Utilizando los resultados del mapeo a escala 1:1000 (estructuras intermedias no interpretadas).
- Nivel Producción en general. Utilizando los resultados del mapeo a escala 1:1000.

- Pilares seleccionados en el nivel Hundimiento. Ocupando los resultados del mapeo mediante líneas de detalle. De esta forma se analizó seis pilares por separado, dos con líneas ortogonales tridimensionales y cuatro con líneas unidireccionales.
- Cálculo de los siguientes índices geotécnicos para los pilares muestreados mediante Línea de Detalle: Q y Q' de Barton et al. (1974), RMR de Bieniawski (1989), IRMR y MRMR de Laubscher (versiones 2001, 1990 y 1984), DRMS de Laubscher (1984) y GSI de Hoek et al. (2002).
- Estimación de la resistencia de los pilares mediante los criterios de Stacey y Page (1986), Lunder y Pakalnis (1997) y Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), y cálculo de factores de seguridad para los pilares de acuerdo a tres escenarios de régimen de esfuerzo.
- Evaluación de la estabilidad de los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento ante distintas condiciones de estado tensional a través de una modelación numérica tridimensional de bloques, considerando explícitamente la presencia de discontinuidades geológicas en los pilares.
- Integración de toda la información en un informe final.

I.4. Ubicación y Vías de Acceso

El yacimiento de cobre y molibdeno El Teniente, se encuentra localizado en la VI Región del Libertador Bernardo O'Higgins, provincia de Cachapoal, en la Cordillera de Los Andes de Chile central, a una cota promedio aproximada de 2300 m s.n.m. Sus coordenadas geográficas son $34^{\circ} 03'$ de latitud Sur y $70^{\circ} 21'$ de longitud Oeste (Figura 1.2), aproximadamente a 40 km al noreste de la ciudad de Rancagua y a unos 70 km al sureste de la ciudad de Santiago.

El acceso al yacimiento se realiza por la Carretera El Cobre, ruta asfaltada que une la ciudad de Rancagua con la localidad de Colón Alto (1983 m s.n.m.) en un trayecto de 46 km.

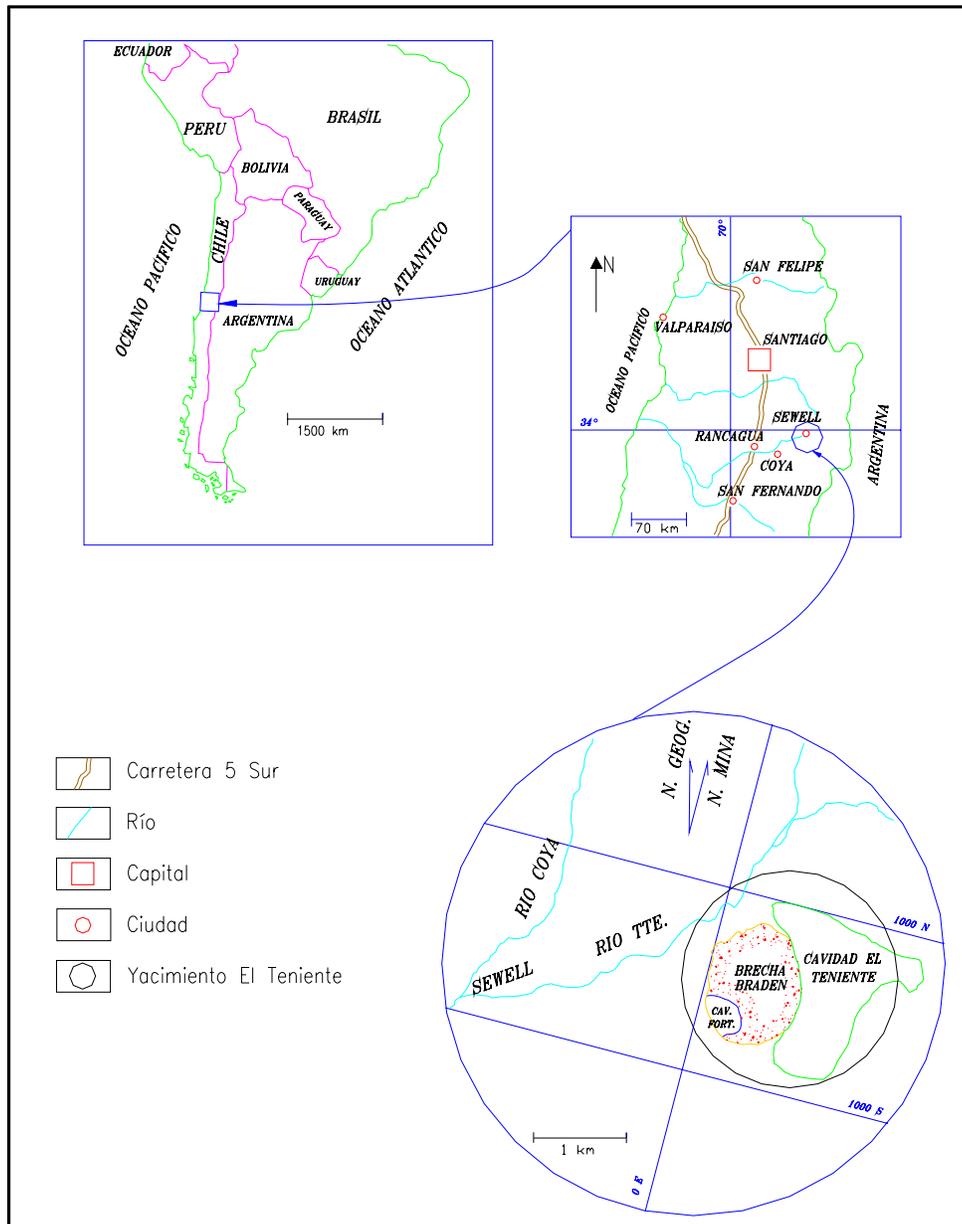


Figura 1.2. Ubicación del yacimiento El Teniente.

I.5. Antecedentes Sobre la Explotación Actual del Yacimiento El Teniente

La explotación del yacimiento El Teniente es subterránea y se realiza actualmente mediante el método de explotación por hundimiento “Panel Caving”.

Los métodos de explotación por hundimiento consisten en provocar el desarme del arreglo estructural del macizo rocoso y su posterior desplome, mediante un corte horizontal (logrado mediante tronadura) en la base del volumen a explotar. Así se generan cavidades, las cuales, al inducir una redistribución de los esfuerzos en el macizo rocoso (inicialmente en equilibrio), provocan la socavación de éste al superarse la resistencia de la roca (Pereira, 1995). Esta socavación ocurre hasta llenarse la cavidad con el material fragmentado, reestableciéndose el equilibrio. El material es extraído por una malla de puntos de extracción (bateas) en la base del bloque a medida que se socava, de forma que el equilibrio no se reestablece y el hundimiento continúa hasta la superficie.

La aplicabilidad de los métodos de explotación por hundimiento se relaciona directamente con las características geológicas y geomecánicas de las rocas, esencialmente con las discontinuidades geológicas que cortan al macizo y el campo de esfuerzos que lo afecta. Estas características determinan la granulometría de los bloques generados durante el hundimiento y la estabilidad de las labores de la mina. La secuencia de explotación debe ser tal que se minimice la concentración de esfuerzos en el nivel donde se ubican los puntos de extracción (denominado Nivel de Producción), y se maximice en el Nivel de Hundimiento o UCL² (Under Cut Level), de modo de favorecer la socavación y mejorar la fragmentación del macizo rocoso (Pereira, 1995).

El método “Block Caving” (Hundimiento Gravitacional de Bloques) con extracción manual, fue aplicado en El Teniente desde la década de 1940. Este método se utilizó considerando la extracción de roca con mena secundaria, que presenta una alta frecuencia de fracturas (más de 6 vetillas/m; Quezada, 2005), una baja resistencia a la compresión y a la tracción (Pereira y Russo, 2000), y se quiebra fácilmente en fragmentos de tamaño fino a medio (eje mayor del fragmento menor a 50 cm). En este método los principales problemas de estabilidad en las labores correspondían a planchoneos y colapsos de galerías.

A diferencia de la roca secundaria, la roca con mena primaria de El Teniente presenta una frecuencia de fracturas menor (0,7 a 6 vetillas/m e incluso menos; Vergara, 2005), encontrándose selladas todas las vetillas por minerales no metálicos (cuarzo, anhidrita, etc.) y sulfuros (calcopirita, bornita, etc.). Este tipo de roca en general presenta menor ley y mayor rigidez y dureza que la roca secundaria, debido a lo cual se quiebra en fragmentos más grandes (comúnmente mayores a 50 cm). A consecuencia de la aparición del mineral primario en las faenas a comienzos de los años setenta, la metodología e infraestructura de explotación se adaptó para el manejo de estos fragmentos de gran tamaño. Esto involucró, entre otras cosas, la

² aunque es importante que el sector aún no socavado de este nivel tenga un comportamiento estable.

incorporación de equipos cargadores LHD, el desarrollo de piques de traspaso de mayor diámetro y la instalación de un chancador al interior de la mina para la reducción de fragmentos (Departamento Mina, 1990).

Es así como a partir de 1982 se ha utilizado el método de explotación por hundimiento denominado "Panel Caving", el cual fue diseñado para la extracción de mineral primario y para mantener una alta productividad en la explotación de colpas de granulometría gruesa (Departamento Mina, 1990). Este método ha traído nuevos problemas de estabilidad, más complicados de controlar, como son los estallidos de roca.

En la mina El Teniente se utilizan tres variantes de hundimiento del método Panel Caving, las cuales son aplicadas de acuerdo a las características geotécnicas y geomecánicas del macizo rocoso a explotar (Pardo y Cavieres, 2000). Lo que diferencia a estas variantes es la forma de realizar la secuencia de operaciones, que son esencialmente las mismas.

La minería por Panel Caving modifica la condición del macizo rocoso y el estado de esfuerzos de acuerdo a tres zonas básicas, que dependen de la posición del frente de Socavación: *Pre-Minería*, *Transición* y *Relajación* (Figura 1.3; Pardo y Cavieres, 2000).

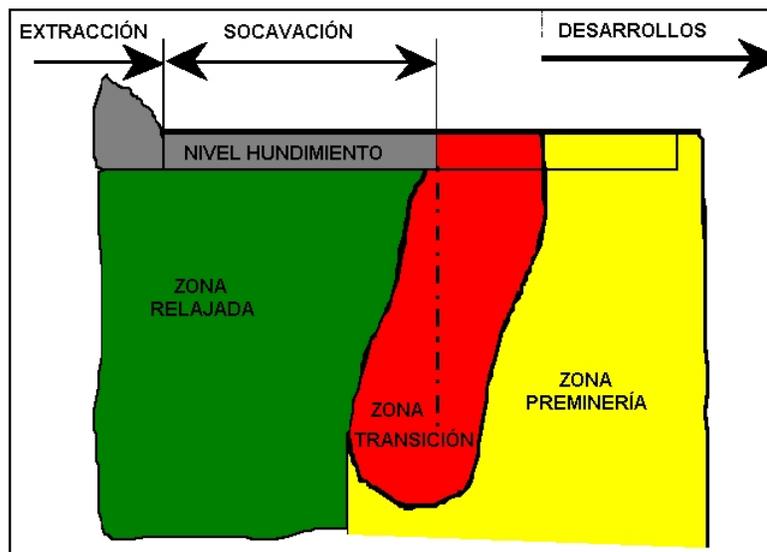


Figura 1.3. Distribución de zonas, de acuerdo a los estados del macizo rocoso. Tomado de Pardo y Cavieres (2000).

En la **Zona Pre-Minería** los esfuerzos y la condición del macizo rocoso no han sido afectados por la minería.

La **Zona de Transición** se caracteriza por sufrir continuos cambios del campo de esfuerzos, tanto en magnitud como en orientación, que ocurren como resultado del paso del frente de socavación. De entre las tres zonas, ésta es la que presenta más alto esfuerzo principal mayor y esfuerzo vertical.

En la **Zona de Relajación** el tensor de esfuerzos ya no sufre mayores cambios en orientación, y se observa una fuerte disminución del esfuerzo vertical.

Esta es la condición de esfuerzos que afecta al macizo rocoso durante la explotación. En la Zona de Relajación se produce un fuerte desarme de los pilares, asociado a la pérdida de calidad geotécnica de estos ocurrida anteriormente por el paso del frente de socavación y a la posterior disminución del esfuerzo vertical.

La orientación del frente de socavación debe ser lo más perpendicular posible a la dirección de esfuerzo mayor. Esto es importante para lograr la condición más favorable de hundibilidad y fragmentación. Con respecto a las estructuras geológicas, la experiencia ha demostrado que el frente de socavación se debe orientar lo más perpendicular posible al sistema estructural más importante, disminuyendo de esta forma la probabilidad de generar megabloques durante el hundimiento, los cuales al provocar cargas puntuales pueden ser fuentes de inestabilidades en los niveles inferiores (Brzovic y Benado, 2003).

I.5.1. Antecedentes Sobre el Método de Explotación Utilizado en la Mina Diablo Regimiento

A continuación se presenta el diseño de los niveles de la mina Diablo Regimiento y el método de explotación utilizado en su sector inicial.

I.5.1.1. Nivel de Producción

Este nivel, que se encuentra a 2192 m s.n.m., consiste de una serie de galerías paralelas de orientación Norte-Sur denominadas calles, que constituyen las vías de tránsito de los equipos LHD. Estas galerías tienen una sección de aproximadamente 4,5 m de ancho por 4,5 m de alto, y sus ejes se encuentran separados entre sí cada 34 m (figura 1.4). Las galerías son intersectadas en un ángulo de 60° por estocadas de carguío denominadas zanjás o puntos de extracción, desde donde los LHD extraen el mineral. Estos equipos vacían posteriormente el material quebrado en un sistema de chancado, que consta de un chancador de mandíbula, que reduce los fragmentos a un diámetro máximo de 20 cm aproximadamente (8 pulgadas). Los fragmentos reducidos son retirados por un alimentador de correa de 20 m de largo aproximadamente, y 60" de ancho. Desde estas plantas de chancado se acarrea el mineral mediante una línea de correas transportadoras de 200 a 500 m de largo hacia los piques OP 20 y OP 21, que desembocan en el nivel de transporte Teniente 8. En este nivel se saca el mineral a la superficie mediante ferrocarril.

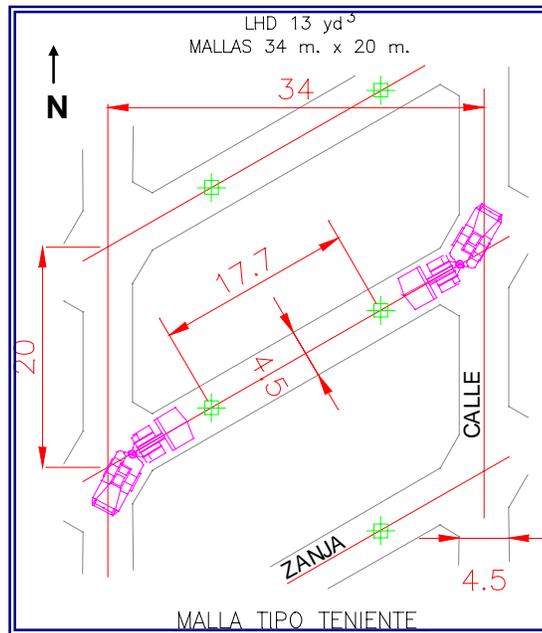


Figura 1.4. Esquema de la malla de extracción en la mina Diablo Regimiento.

I.5.1.2. Nivel de Hundimiento

El Nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento se encuentra a la cota 2210 m s.n.m., por encima del nivel de Producción. Este nivel consta de galerías de orientación norte sur separadas cada 30 m, denominadas Calles, ubicadas sobre los mismos ejes de las calles del nivel de Producción, las cuales se encuentran intersectadas cada 16 m por galerías de orientación este oeste, llamadas Conexiones. Estas galerías poseen una sección de 4 x 4 m². Esta disposición de galerías genera pilares de aproximadamente 16 x 30 x 4 m³ de volumen.

El proceso de socavación del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento consistió en la tronadura de pilares completos y mitades de pilares, de la forma que se indica en la figura 1.5. Los pilares fueron tronados mediante tiros horizontales de orientación Este-Oeste (paralelos al eje mayor de los pilares).

Después de la socavación de los quince pilares comprendidos entre las calles 17 y 27, y las conexiones 13 y 16, que finalizó en diciembre de 2004, se empezó a tronar las bateas entre el nivel de Producción y el nivel de Hundimiento, para así comenzar la producción de la mina durante el primer semestre de 2005.

I.5.1.3. Nivel Correa

En este nivel se encuentran las correas transportadoras que acarrear el mineral proveniente de las plantas de chancado del nivel de Producción, a los piques OP 20 y OP 21. El sistema de traspaso para la descarga final se ubica en el nivel Teniente Sub 6, a la cota 2101 m s.n.m. El material es finalmente sacado hacia la superficie por un ferrocarril ubicado en el nivel Teniente 8, ubicado a 1980 m s.n.m.

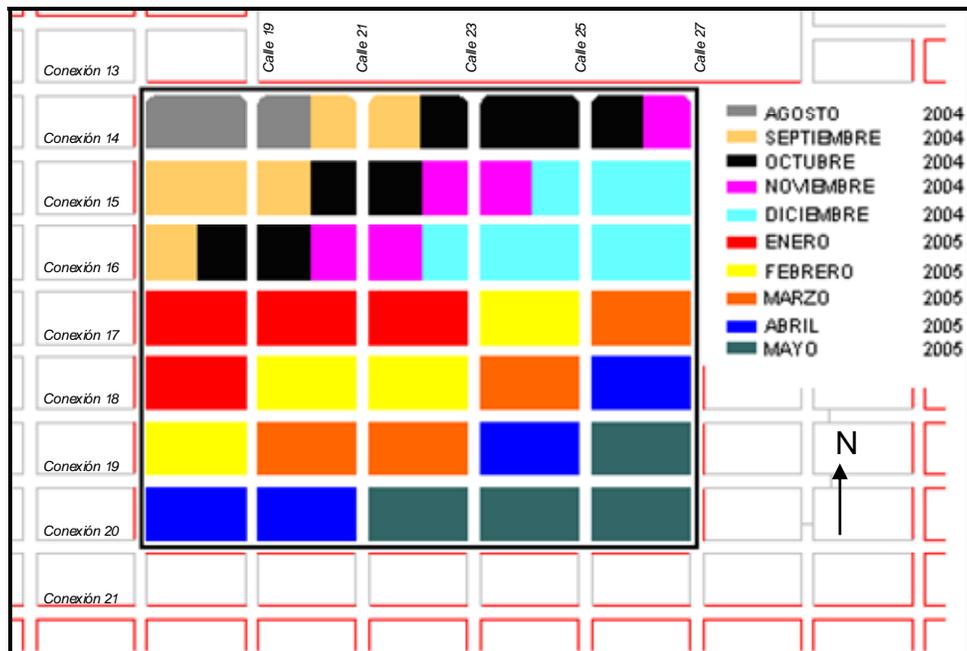


Figura 1.5. Programa de socavación del Sector Inicial del Nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento a Junio de 2004.

I.5.1.4. Consideraciones Sobre la Variante de Hundimiento Utilizada en la Mina Diablo Regimiento

El sector Diablo Regimiento cubre un área de aproximadamente 190.000 m² y se encuentra ubicado en la parte Sur a Suroeste del yacimiento El Teniente, aproximadamente entre las coordenadas mina 100S – 800S y 200E – 900E. El volumen a explotar está comprendido entre las cotas 2210 m, correspondiente al Nivel de Hundimiento de la mina, y la cota 2376 m, que corresponde al Nivel de Hundimiento de las minas Fortuna y Regimiento (Quezada, 2000). Posee reservas estimadas de alrededor de 83 Millones de Toneladas con leyes de cobre medias de 0,92% y de arsénico de 89 ppm (Quezada, 2000).

La altura de las columnas de roca a explotar en la mina Diablo Regimiento es variable según el sector. El sector ubicado bajo la mina Regimiento (donde está circunscrito este trabajo) tiene una columna de mena primaria del orden de 160 m, y una columna total de roca de aproximadamente 500 m de altura. El inicio de la socavación de los pilares del nivel UCL se inició el 30 de Agosto de 2004, al “quemar” la mitad oeste del pilar ubicado entre las calles 17 y 19, entre las conexiones 13 y 14 (Figura 1.4). El frente de hundimiento en régimen tendrá una disposición Noreste (perpendicular al set estructural principal) y el avance será en dirección al sureste. Las bateas entre los niveles de Producción y de Hundimiento se comenzaron a abrir en Noviembre de 2004, de modo que la producción comenzó durante el primer semestre del año 2005.

La variante de hundimiento utilizada en la primera fase de la mina Diablo Regimiento (sector de estudio) es el llamado Panel Caving con Hundimiento Avanzado al Límite y Altura de Socavación Baja, el cual tiene la siguiente secuencia de eventos (Vásquez, comunicación verbal):

- 1) Se desarrollan completamente las galerías del nivel de Hundimiento y algunas galerías del nivel de Producción.
- 2) Proceso de socavación. Las galerías del nivel Producción bajo y adyacentes a la zona socavada programada deben tener fortificación definitiva (perno, malla y shotcrete) antes de comenzar la socavación.
- 3) Se desarrollan las galerías faltantes.
- 4) Apertura de Zanjas entre el nivel Producción y el UCL.
- 5) Proceso de extracción (Producción).

En este método la socavación se realiza a la altura de los pilares. El objetivo principal de esto es alterar al mínimo la condición de esfuerzos *Preminería*.

I.6. Trabajos Anteriores

Los trabajos más recientes relacionados con el tema en estudio son los siguientes:

Stacey y Page (1986). Presentaron un método para estimar la resistencia de los pilares en minería, basado en la calidad geotécnica de los pilares medida mediante los índices MRMR y DRMS de Laubscher (1984), en la geometría del pilar (razón ancho/alto), y en la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta de los pilares.

Villaescusa (1991). Presentó un modelo tridimensional de las estructuras que caracterizan un macizo rocoso. Se introdujo un riguroso método de recolección de información geológica mediante líneas de detalle, y una metodología para definir sets estructurales estereográfica y estadísticamente, y a partir de esto estimar el espaciamiento, la frecuencia y las trazas de las estructuras que caracterizan a un macizo rocoso.

Aguirre (1995). Este trabajo consistió en un estudio sobre el daño ocurrido en las labores producto de la minería por hundimiento en la mina 4 Sur de El Teniente. El autor identificó los mecanismos mediante los cuales ocurre el daño, los asoció a cambios en el régimen de esfuerzos inducidos por la minería, y clasificó el daño de acuerdo a su severidad. Concluyó que la orientación de los esfuerzos principales *Preminería* permanece esencialmente constante alrededor y bajo el frente de socavación (zona de *Transición*), pero éstos varían considerablemente en magnitud. Presentó un criterio de falla para la masa de roca de acuerdo al criterio de Hoek-Brown (versión 1994).

Lunder y Pakalnis (1997). Utilizaron el método de las áreas tributarias para estimar el esfuerzo vertical al que están sometidos los pilares en una mina, haciendo una

redistribución simple del esfuerzo vertical *Preminería*. Propusieron un método para estimar la resistencia de los pilares integrando los resultados del análisis mediante áreas tributarias y del modelamiento mediante elementos de borde.

Brzovic et al. (1998). Realizaron un estudio de auscultación de pilares en la mina Sub-6 de El Teniente, en el cual utilizaron información recopilada de “*borehole camera*”, sondajes geotécnicos, tomografía sísmica, estimación visual del índice GSI, ensayos para determinar las propiedades físicas de las rocas y mediciones de esfuerzos. De acuerdo a las estructuras abiertas encontradas definieron el “Grado de Desarme del Pilar”. Concluyeron, entre otras cosas, que la calidad geotécnica de los pilares estimada mediante el índice GSI en los bordes de los pilares es similar a la calidad geotécnica medida mediante los sondajes y “*borehole camera*”.

Ianaccone (1999). Realizó un estudio sobre la seguridad en el diseño de minas subterráneas por pilares en Estados Unidos. Este estudio incluyó un análisis de los diseños mineros más comunes, las técnicas de estimación de la resistencia de pilares existentes, el modo de falla de los pilares y el efecto de la orientación de las discontinuidades en su resistencia, considerando que el esfuerzo principal mayor que afecta a los pilares es vertical.

Martin y Maybee (2000). Usaron los parámetros del criterio de Hoek-Brown (versión 1997) en un análisis de elementos finitos para determinar envolventes de falla en el caso de pilares de roca “dura” en minas canadienses. Estas envolventes sobreestiman la resistencia de los pilares, lo cual se debería según los autores a que el proceso de fallamiento está controlado fundamentalmente por procesos de pérdida de cohesión, en los cuales la componente de resistencia friccional no participa. De acuerdo a estos antecedentes, realizaron un modelamiento elástico usando los parámetros de Hoek-Brown: $m_b = 0$; y $s = 0,11$; los cuales representan sólo la resistencia cohesiva de la masa de roca. Las curvas obtenidas de esta forma están de acuerdo con las envolventes de falla empíricas. Estos parámetros son aplicables a problemas donde el confinamiento es bajo (cerca de una superficie, pilares de razón ancho/alto menores a 2) y donde la resistencia friccional dependiente del esfuerzo de confinamiento puede ignorarse.

Pardo y Cavieres (2000). Este trabajo es un informe de Ingeniería Geomecánica Básica sobre el entonces proyecto Diablo Regimiento. Entre otras cosas se caracterizó y comparó las variantes de explotación por Hundimiento y las restricciones geomecánicas aplicables al proyecto Diablo Regimiento.

Pardo y Cavieres (2001). Consistió en la modelación numérica en tres dimensiones de la Sala de Chancado N°1 del Proyecto Diablo Regimiento mediante el software 3DEC (Itasca Consulting Group, 2002), tendiente a conocer el escenario de estabilidad más real de esta excavación y su entorno, bajo los distintos escenarios geotécnicos-geomecánicos a los que se verá enfrentada a medida que se excava y tras su puesta en marcha.

Pereira y Russo (2000). Realizaron la caracterización geotécnica de la roca intacta de las unidades litológicas involucradas en los proyectos Diablo-Regimiento y Pipa Norte. Este trabajo consideró la compilación de toda la información relacionada a ensayos geotécnicos disponible a la fecha (principalmente ensayos de Compresión Uniaxial y Triaxial), y la realización de nuevos ensayos. Cabe mencionar que los ensayos para el proyecto Diablo Regimiento involucraron testigos de las minas 4 Fortuna, 4 Regimiento y 4 Sur, que se encuentran ubicadas a alrededor de 80 m sobre la mina Diablo Regimiento.

Quezada (2000). Informe de Geología y Geotecnia para la etapa de estudio de Ingeniería Básica sobre el proyecto Diablo Regimiento, basado en la información de sondajes efectuados en el sector y de los niveles superiores.

Brzovic y Benado (2003). Desarrollaron un Sistema de Clasificación Geotécnico para la roca primaria de la mina El Teniente, basándose en la frecuencia de vetillas con rellenos mineralógicos blandos ($H < 3$) en la escala de dureza de Mohs. Este trabajo involucró la realización y descripción de sondajes orientados, líneas de detalle y colpas en puntos de extracción, y presenta varias conclusiones parciales que resultan útiles para el presente trabajo.

Superintendencia Geología (2003). Actualización año 2003 de los Estándares y Metodologías de Trabajo para Geología de Minas, realizado por la Superintendencia Geología de la División El Teniente. Estas metodologías sirvieron como guía para algunas etapas del presente trabajo.

Brady y Brown (2004). Este libro contiene capítulos dedicados a las prácticas actuales de diseño de pilares y a los criterios de falla y de modelación numérica actualmente usados para estimar la estabilidad y la resistencia de pilares.

Quezada y González (2004). Realizaron un análisis geológico estructural de la mina Diablo Regimiento a escala de estructuras mayores e intermedias.

Pereira et al. (en preparación). Informe de la Fase II del estudio que presenta las propiedades de la roca intacta de la Sala de Chancado N° 1 de la mina Diablo Regimiento.

I.7. Limitaciones del Estudio

Las limitaciones principales de este estudio se dieron en cuanto al trabajo de terreno y a la información disponible y son las siguientes:

- Existen sólo dos mediciones de la condición de esfuerzos en el sector Diablo Regimiento, efectuadas en el Subnivel de Ventilación y en la Galería de Exploración DR. Ante esta dificultad se debió considerar varios escenarios para el campo de esfuerzos en los análisis de estabilidad de los pilares.
- Para el muestreo estructural de detalle se usó el método de líneas de detalle, el cual se caracteriza por ser uno de los más rigurosos, pero a la vez posee la desventaja de ser lento, y por lo tanto de cubrir un área menor que otros métodos más rápidos.
- La principal limitación de los análisis estructurales en la mina es la correcta determinación de las trazas de las estructuras, dado que ésta siempre es incompleta y está condicionada al tamaño de las labores. Esto además tiene especial relevancia en la etapa de modelación numérica de pilares, donde la traza de cada estructura debe ser ingresada explícitamente.
- Otra limitación importante es el sesgo por orientación que ocurre por el diseño minero dado y la falta de labores verticales para cumplir con la ortogonalidad del muestreo estructural. Esto hace que se cuente con muy poca información sobre las estructuras subhorizontales.
- No poder contar con galerías disponibles en el nivel de Producción, debido a que se encuentran casi en su totalidad fortificadas con shotcrete. Además, muchas de las galerías del Nivel de Hundimiento no están disponibles para el mapeo, por encontrarse sin la mínima fortificación o con "*marinas*" (material quebrado producto de la tronadura al desarrollar las galerías y al socavar los pilares, que comúnmente se acumula por ciertos períodos de tiempo en algunas labores).
- Otro sesgo importante en los datos del mapeo de galerías es producido por la suciedad de las cajas. Esto se minimiza con el lavado de éstas, el cual depende de la disponibilidad de medios en terreno, y no siempre fue posible.
- Otra limitación es la asociada a la información oculta (superficies de estructuras con abundante mineralización y/o alteración ocultan a otras estructuras detrás de ellas). En este mismo sentido, a veces es difícil identificar estructuras intermedias o mayores si estas no manifiestan ningún rasgo distintivo en las cajas.
- Todos los análisis de estabilidad y resistencia de pilares consideraron sólo los sistemas principales definidos a partir del muestreo estructural. Se debe tener presente que los problemas de estabilidad muchas veces ocurren por estructuras particulares, fuera de los sistemas, y que por otro lado, ocurren errores en el muestreo estructural asociados a la subjetividad del método.

- Los análisis de estabilidad efectuados fueron estáticos, vale decir, no tomaron en cuenta aspectos dinámicos como la aceleración sísmica. Además no se consideró algunos aspectos de diseño minero y otros operacionales, como la fortificación de los pilares y el diseño de la tronadura y el tipo de explosivo utilizado.
- Se realizaron relativamente pocos ensayos para determinar las propiedades de la roca intacta (cuatro ensayos de compresión uniaxial y doce ensayos de compresión triaxial). Sin embargo, los resultados de estos ensayos fueron similares a los de estudios anteriores efectuados en el sector por otros autores (Pereira y Russo, 2000; Karzulovic, 2002; Pereira, 1999; y Pereira et al. (en preparación)).

CAPÍTULO II. MARCO GEOLÓGICO

II.1 Geología Regional

II.2 Geología Distrital

II.3 Geología del Yacimiento El Teniente

II. Marco Geológico

II.1. Geología Regional

La geología de la Cordillera Principal de Chile Central, entre los 33° 45' y 34° 45' de latitud sur, fue definida por Klohn (1960) y posteriormente por Charrier (1981 y 1983). A continuación se muestran las unidades más importantes presentes en el área (Figura 2.1).

II.1.1. Rocas Estratificadas

Formación Nacientes del Teno

Fue definida por Klohn (1960); corresponde a depósitos sedimentarios marinos asignados al Bajociano-Kimmeridgiano Inferior de acuerdo a antecedentes paleontológicos (Charrier, 1983). Está constituida por sedimentos clásticos, organogénicos y químicos, además de intercalaciones de material piroclástico (Klohn, 1960). Sobreyace a ignimbritas triásicas en Chile y Argentina (Davidson y Vicente, 1973), y subyace en forma concordante a la Formación Río Damas (Klohn, 1960).

De acuerdo a Davidson y Vicente (1973), esta Formación se divide en dos miembros. El miembro inferior (Miembro Rinconada y Estratos Inferiores del Valle Villagra y Quebrada La Zorra) es detrítico y calcáreo, mientras que su miembro superior (Miembro Santa Elena), está compuesto principalmente por depósitos evaporíticos de yeso y anhidrita de entre 100 y 200 m de espesor, y se encuentra fuertemente deformado (Klohn, 1960; Charrier, 1981).

Se correlaciona con la Formación Río Colina en el sector del río Volcán (Thiele, 1980).

Formación Río Damas

Klohn (1960) la definió como una unidad volcánica y detrítica continental rojiza de 3700 m de espesor en su localidad tipo (río de Las Damas, afluente del río Tinguiririca), en la vertiente chilena de la Cordillera Principal. Está compuesta principalmente por sedimentitas clásticas rojizas, finas y gruesas, con frecuentes estructuras sedimentarias como grietas de barro, ondulitas, estratificación cruzada y marcas de gotas de lluvia, piroclastitas, lavas y, subordinadamente, sedimentitas químicas (Charrier, 1983). Las intercalaciones volcánicas aumentan en los 1000 m superiores (Charrier et al., 1996). Constituye una franja NS de 3 km de ancho promedio, y se le asigna una edad Kimmeridgiana superior en base a su posición intercalada entre unidades fosilíferas marinas de edad conocida (Charrier, 1983).

Charrier (1981) divide estos depósitos en occidentales y orientales sobre la base de su granulometría. Los depósitos occidentales se caracterizan por ser de grano grueso y predominantemente piroclásticos. Los depósitos orientales son predominantemente de grano fino y epiclásticos.

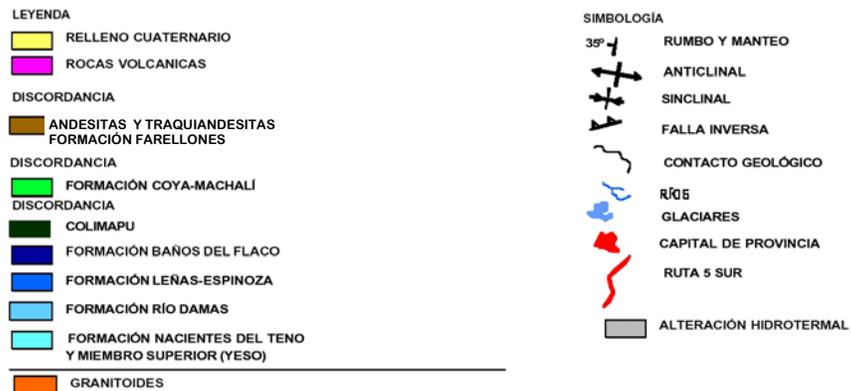
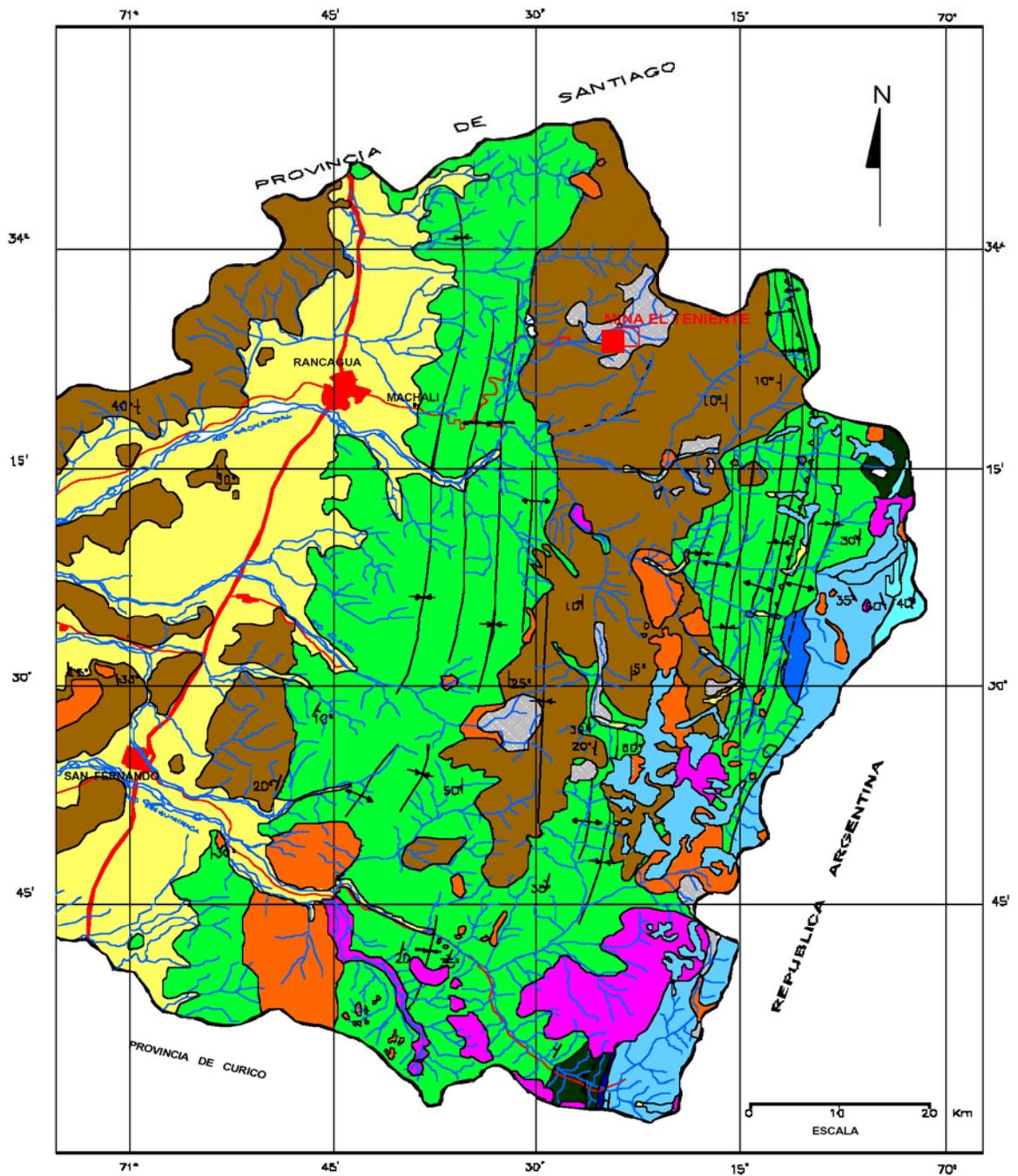


Figura 2.1. Mapa Geológico Regional de las provincias de Colchagua y Cachapoal, modificado de Charrier (1983).

Sobreyace concordantemente al miembro Santa Elena de la Formación Nacientes del Teno, y subyace concordante y gradualmente a la Formación Baños del Flaco (Charrier, 1983).

Formación Leñas-Espinoza

De acuerdo a la definición de Klohn (1960), corresponde a una secuencia continua de estratos, con una parte inferior clástica y otra superior calcárea. Charrier (1981) la redefine limitándola a la parte inferior clástica, y asignando la parte superior calcárea a la Formación Baños del Flaco. Los afloramientos consisten en brechas y arenitas piroclásticas que contienen subordinadamente material epiclástico e intercalaciones pelíticas, y tienen una potencia de 1200 m (Charrier, 1981). Los estratos de esta formación forman un apretado sinclinal de orientación NS, limitado al Este por una falla que ha producido un fuerte arrastre hacia la parte superior de la secuencia (Charrier, 1981).

Esta formación infrayace a la Formación Baños del Flaco a la que pasa en forma gradual y se reconoce, en algunos sectores, cubierta discordantemente por la Formación Coya-Machalí (Charrier, 1981). Su base es desconocida. La edad de esta formación se asigna al Kimmeridgiano, y se correlaciona cronoestratigráficamente con la Formación Río Damas (Charrier, 1983).

Debido a la presencia de clastos piroclásticos y al poco redondeamiento que poseen, se infiere la existencia de cordón volcánico activo, ubicado al oeste de la cuenca de sedimentación. De acuerdo a la presencia de fósiles marinos en la parte superior de esta formación, y al paso gradual que presenta hacia la Formación Baños del Flaco, se deduce que esta cuenca tuvo conexiones con el mar, al menos al final de la depositación de la Formación Leñas-Espinoza (Charrier, 1981).

Formación Baños del Flaco

Fue definida por Klohn (1960). Corresponde a potentes secuencias sedimentarias marinas, compuestas principalmente de sedimentitas calcáreas y, localmente, de intercalaciones detríticas, piroclásticas y de coladas de lava (Charrier, 1981). Este mismo autor incluye en esta formación la parte superior de la Formación Leñas-Espinoza definida por Klohn (1960). La localidad tipo se encuentra en la localidad homónima en el valle superior del río Tinguiririca (Charrier, 1983), y el espesor medido de esta unidad varía entre 2350 y 1100 m.

Arcos (1997) divide a esta formación en seis miembros en la parte alta del valle del río Tinguiririca. Estos miembros consisten en calciarenitas y calcilutitas con intercalaciones finas de detritos, representando un ciclo de transgresión-regresión con una evolución progresiva de facies desde una plataforma cerrada hasta un borde de shelf profundo y regresando a areniscas de plataforma.

A esta formación se le asigna una edad Titoniana-Neocomiana sobre la base de investigaciones paleontológicas (Corvalán, 1956, Tavera, 1972, y otros, en

Charrier, 1981), y se correlaciona con la Formación Lo Valdés en la Cordillera Principal a los 33° 50' S (Thiele, 1980).

Formación Colimapu

Fue definida por Klohn (1960) como una secuencia de rocas sedimentarias continentales pardo-rojizas con intercalaciones de materiales piroclásticos y niveles discontinuos de yeso, en la quebrada homónima, afluente del río Maipo. Está fuertemente deformada y atravesada por abundantes filones y diques de color verdoso. Su potencia y granulometría disminuyen hacia el Oeste (Davidson, 1971).

Esta formación ha sido dividida en dos miembros. Uno inferior, sedimentario, de 1500 m de potencia, compuesto por areniscas finas epiclásticas y calizas micríticas, y otro superior, volcánico y esencialmente piroclástico. Este último está constituido por tobas lítico-cristalinas, tobas de lapilli e ignimbritas (Charrier, 1981).

Su contacto inferior es concordante y gradual con la Formación Baños del Flaco. El contacto superior, con la Formación Coya-Machalí, ha sido identificado como en discordancia angular por numerosos autores (Klohn, 1960; Davidson, 1971; Davidson y Vicente, 1973), mientras que para otros el contacto es concordante (González y Vergara, 1962; Thiele, 1980). Godoy (1991) y Charrier et al. (2002) proponen también contactos tectónicos (Corrimiento El Fierro, al sur del río Cachapoal, y Falla Chacayes-Yesillo, en el valle del río Volcán respectivamente).

A la Formación Colimapu se le asigna una edad mínima albiana, basada en la presencia de carófitas fósiles en sus estratos inferiores (Martínez y Osorio, 1963; en Thiele, 1980). Representa las acumulaciones del segundo ciclo sedimentario continental Mesozoico en el ámbito de la Cordillera Principal (Charrier, 1981).

Formación Coya-Machalí (Formación Abanico)

La Formación Coya-Machalí fue definida por Klohn (1960), y consiste de una serie de más de 2500 metros de depósitos volcanoclásticos y lavas ácidas a intermedias con intercalaciones sedimentarias continentales, aluviales, fluviales y lacustres, algunas de las cuales forman lentes de más de 500 m de espesor (Charrier et al., 2002).

Se encuentra separada en dos franjas paralelas de orientación N-S por la Formación Farellones. La franja occidental corresponde a depósitos predominantemente volcánicos y volcanoclásticos, mientras que la franja oriental presenta una mayor abundancia de lentes sedimentarios (Thiele, 1980). La deformación de ambas franjas presenta vergencias opuestas: al Este en la franja oriental y al Oeste en la occidental.

Las rocas piroclásticas incluyen tobas líticas y cristalinas y brechas piroclásticas, y predominan sobre las lavas y epiclastitas. En general las lavas son andesitas brechosas de colores violáceos y algunas riolitas. Las sedimentitas, que se

reconocen hasta el techo, consisten en areniscas, lutitas y limolitas finamente estratificadas con restos carbonosos y flora fósil (Rivera y Falcón, 1998). Las rocas de esta formación presentan minerales de metamorfismo de bajo grado en facies ceolita a prehnita-pumpellyita (Levi et al., 1989 y Vergara et al., 1993, en Charrier et al. 2002). Esta alteración penetrativa afecta sobre todo la matriz de las rocas volcanoclásticas y epiclásticas.

De acuerdo a las dataciones radiométricas y de fauna fósil que se han hecho, es posible restringir la edad de esta formación entre Eoceno Medio-Superior y Mioceno Inferior (Charrier et al., 2002).

Esta formación se encuentra deformada por un estilo de plegamiento y fallamiento muy irregular, con pliegues muy variables en amplitud, longitud, y vergencia, atribuible a la inversión de fallas normales asociadas al desarrollo de la cuenca donde se depositó (Charrier et al., 2002).

La Formación Abanico se encuentra sobreyacida entre los 32° y 35°S por la Formación Farellones. El contacto entre la Formación Abanico y la Formación Farellones ha sido materia de discusión por muchos años. De acuerdo a Thiele (1980), el contacto correspondería a una discordancia angular. Según otros autores (Godoy, 1988, 1991; en Charrier *et al.*, 2002; Godoy y Lara, 1994; Godoy *et al.*, 1999, entre otros), el contacto sería concordante o pseudoconcordante, o por falla inversa regional de bajo ángulo. Sin embargo, las edades del techo de la Formación Abanico y las de la base de la Formación Farellones son similares dependiendo de la localidad, lo que apoya la existencia de un contacto bastante complicado entre ambas formaciones, donde todas las situaciones antes descritas serían válidas (Charrier *et al.*, 2002).

Formación Farellones

Fue definida por Klohn (1960), ocupando el nombre que le daba Muñoz-Cristi en informes inéditos (Charrier, 1983), y está compuesta por alrededor de 2500 m de espesor de lavas, tobas e ignimbritas con intercalaciones de brechas, donde las lavas manifiestan un claro predominio sobre las tobas y brechas (Thiele, 1980).

De acuerdo a Howell y Molloy (1960), en torno al yacimiento El Teniente, la Formación Farellones presenta tres miembros: (1) El miembro inferior volcánico andesítico, donde se emplaza el yacimiento, (2) el miembro medio con andesitas epidotizadas y sedimentos lacustres pardo-morados, y (3) el miembro superior con coladas andesíticas y basálticas multicolores que alternan con piroclastitas y aglomerados volcánicos.

La edad más antigua obtenida radiométricamente para esta formación es de 25,2 Ma (Mioceno Inferior) y su edad más joven se extendería hasta los 7,4 Ma (Mioceno superior) (Rivera y Falcón, 1998). La Formación Farellones se presenta en general bastante menos deformada que la Formación Abanico, y esta deformación se

ve manifestada en un plegamiento suave según ejes de orientación Norte-Sur (Charrier, 1983).

Las Formaciones Abanico y Farellones se encuentran profusamente atravesadas por diques, filones, stocks y batolitos (Thiele, 1980), y están cubiertas por unidades volcánicas y volcanoclásticas más jóvenes, y por depósitos de flujos de detritos, laháricos y lacustres de edad Plioceno-Pleistoceno, como la Formación Colón-Coya (Pleistoceno) (Gómez, 2001).

Formación Colón-Coya (Complejo Colón-Coya; Gómez, 2001)

Los depósitos de avalanchas volcánicas que cubren discordantemente a las Formaciones Coya-Machalí y Farellones en esta región fueron descritos por primera vez por Enrione (1972; en Gómez, 2001). Estos consisten en brechas volcánicas, flujos de ceniza e intercalaciones de coladas andesíticas, y fueron denominados “Unidad Chapa Verde” y “Complejo Alto Colón” por Camus (1977). Charrier (1981, 1983) los agrupó dentro de lo que definió como “Volcanismo Andino Joven”. Gómez (2001) los definió formalmente como “Complejo Colón Coya”, agrupando al conjunto de depósitos de origen volcánico (acumulaciones de escombros, lavas y cenizas) y sedimentario (depósitos aluviales, fluviales y lacustres) que afloran entre el área industrial de Colón y el pueblo de Coya. Se incluye en esta definición las “Coladas de Valle” descritas por Charrier y Munizaga (1979) en las cercanías de Coya.

Los centros volcánicos que generaron estos depósitos habrían estado activos durante el Plioceno Superior-Pleistoceno (Gómez, 2001).

Volcanismo Andino Joven

Charrier (1981, 1983) introdujo este término para referirse a los depósitos volcánicos de la Hoja Teniente, a los cuales divide entre los depósitos asociados a centros conocidos (estratovolcanes) y los depósitos aislados de proveniencia insegura (entre estos se encuentran los depósitos posteriormente definidos como Complejo Colón Coya). En el primer grupo se encuentran los estratovolcanes Castillo, Listado y Picos del Barroso, de composición predominantemente riolítica, y los volcanes Maipo, Olla Blanca, Grupo Volcánico Tinguiririca, Río Negro, Sordo Lucas, Don Casimiro y Andrés de composición andesítica.

Depósitos Cuaternarios

Los depósitos cuaternarios no consolidados reconocidos en el área se acumularon principalmente en el fondo de los valles y corresponden a depósitos aluviales fluviales, lacustres y glaciofluviales, glaciales, y gravitacionales (Charrier, 1983).

II.1.2. Rocas Intrusivas

Los cuerpos intrusivos que afloran en el área se distribuyen a lo largo de una lineación de dirección aproximada Norte – Sur emplazados principalmente en las Formaciones Coya-Machalí y Farellones (Figura 2.1). Su composición es variada y los tipos litológicos más frecuentes son granodioritas, pórfidos dioríticos y andesíticos, monzodioritas y pórfidos dacíticos (Rivera y Falcón, 1998). En general se trata de cuerpos relativamente pequeños y aislados correspondientes a stocks, apófisis, diques y filones (Charrier, 1983).

Rivera y Falcón (1998) estimaron en base a un conjunto de edades radiométricas que la actividad intrusiva en este sector se habría extendido desde el Oligoceno Superior al Mioceno Superior.

En el sector del yacimiento El Teniente, Kurtz et al. (1997) definieron tres grupos de plutones neógenos basándose en dataciones Ar^{40}/Ar^{39} : Plutones Antiguos, con edades entre $21,6 \pm 4,9$ y $16,2 \pm 1,2$ Ma, representados por el plutón La Obra; Complejo Plutónico El Teniente, ubicado más al Este, está formado por dos grupos de plutones: uno con edades entre los $12,4 \pm 2,5$ y $11,3 \pm 0,3$ Ma y otro con edades entre $8,8 \pm 0,1$ y $7,7 \pm 0,1$ Ma y; Complejo Plutónico Joven, ubicado al Oeste del anterior, se caracteriza por edades entre $6,6 \pm 0,1$ y $5,6 \pm 0,2$ Ma.

II.1.3. Estructuras

De acuerdo a Thiele (1980), la mayoría de las estructuras mayores de esta región muestran un rumbo general aproximado Norte – Sur. En un perfil generalizado Este – Oeste se observan numerosos cabalgamientos y una secuencia de anticlinales y sinclinales cada vez más apretados y volcados hacia la parte Este de la cadena. Los estratos de las formaciones mesozoicas en la Cordillera Principal de Rancagua forman en su parte occidental, un homoclinal con manteos variables hacia el Oeste, mientras que hacia la parte oriental se desarrollan grandes pliegues apretados, existiendo en algunas zonas una sucesión de escamas con vergencia al este formadas por apretados sinclinales, algunos recumbentes, separados por fallas inversas a lo largo de las cuales se inyectó yeso (Charrier et al., 1985; en Charrier et al., 1996).

La Formación Coya-Machalí en la Cordillera Principal de Rancagua, presenta en su franja occidental, pliegues paralelos amplios con vergencia predominantemente hacia el Oeste, mientras que en su franja oriental presenta una deformación muy intensa, marcada por pliegues apretados y algunos con charnela quebrada, con una vergencia predominantemente hacia el Este (Charrier et al., 1985; en Charrier et al., 1996), cuya forma se ve determinada y favorecida por la existencia de intercalaciones incompetentes (Charrier, 1981). La Formación Farellones en este mismo sector, presenta pliegues concéntricos suaves cuyos flancos tienen inclinaciones de 10° a 15° , siendo la magnitud del acortamiento, insignificante (Charrier et al., 1985, en Charrier et al., 1996).

II.2. Geología Distrital

II.2.1. Rocas Estratificadas

En el Distrito Teniente afloran principalmente secuencias volcanoclásticas de carácter andesítico y dacítico que han sido asignadas a la parte basal de la Formación Farellones (Klohn, 1960), y están intruidas por diques y stocks de diferentes composiciones (Figura 2.2).

De acuerdo a Howell y Molloy (1960), en torno al yacimiento El Teniente, la Formación Farellones presenta tres miembros, separados por discordancias intraformacionales:

- i.- El miembro inferior volcánico andesítico, que se reconoce en las laderas de las quebradas Coya y Teniente. Su carácter es volcánico andesítico, masivo, de color gris oscuro y textura porfírica. Presenta intercalaciones menores de brechas fluidales. Su potencia aproximada es de 1200 m. Su base no ha sido reconocida.
- ii.- Miembro medio consistente en intercalaciones de andesitas epidotizadas y sedimentos lacustres pardo-morados, que afloran hacia la cabecera del río Teniente. Su potencia aproximada es de 800 m.
- iii.- Miembro superior que está constituido por coladas andesíticas y basálticas multicolores que alternan con piroclastitas y aglomerados volcánicos, y aflora en la ladera oeste de la quebrada Coya. Su potencia aproximada es de 800 m.

Floody y Huete (1998) dividen el Distrito en dos dominios, uno al Sur de la mina El Teniente, con presencia de abundantes flujos de rocas volcanoclásticas con buena estratificación y con muy pocas evidencias de intrusivos, los que sólo afloran en una franja E-W en las cercanías del río Pangal. En el otro dominio, hacia el norte, las rocas volcánicas están afectadas por actividad intrusiva y procesos asociados como alteración y brechas hidrotermales.

II.2.2. Rocas Intrusivas

Las rocas intrusivas, en su mayoría de composición diorítica, afloran fundamentalmente en la mitad norte del distrito en lo que parece ser un bloque alzado, y serían de edad Miocena (Floody y Huete, 1998).

El afloramiento más importante corresponde a un complejo de intrusivos claramente controlados por fallas de dirección N65°E a lo largo de 20 km y de unos 6 km de ancho, que aparece en parte truncado por la Chimenea de Brecha Braden (Floody y Huete, 1998). Este grupo conocido como Complejo Intrusivo Teniente incluye dioritas, granodioritas, pórfidos andesíticos y gabros. Estas rocas intrusivas se encuentran emplazadas principalmente en el Miembro Inferior de la Formación Farellones, y se les asigna una edad Miocena.

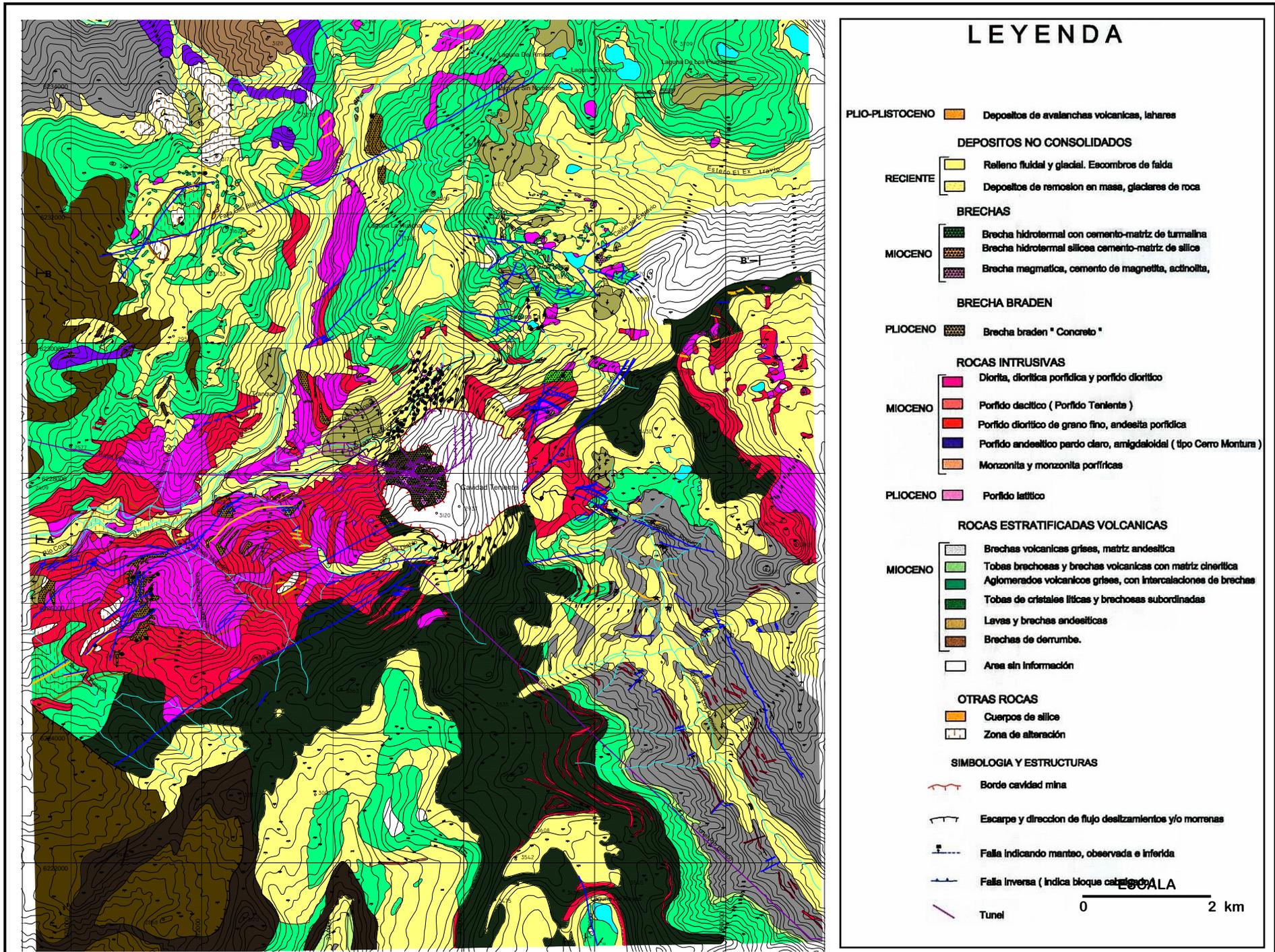


Figura 2.2. Mapa Geológico del Distrito Teniente (Floody y Huete, 1998).

II.2.3. Estructuras

De acuerdo a Garrido (1995), el yacimiento El Teniente está inmerso en una compleja zona de cizalle de orientación N65°E denominada Zona de Falla Teniente (ZFT; Figura 2.3). Las dimensiones de esta zona son 3 km de ancho y 14 km de largo. El límite sur de esta zona corresponde a la Falla Agua Amarga. Según Cladouhos (1994) es posible continuar esta zona unos 20 km al este, donde intersectaría el límite norte del Corrimiento El Fierro.

La ZFT se caracteriza por una marcada fábrica estructural anisotrópica de orientación Noreste definida por numerosas fallas discretas y anastomosadas presentes en el área (Garrido, 1995). Según este mismo autor, fuera de la ZFT, la fábrica anisotrópica no se presenta y la deformación se concentra sólo en algunas fallas discretas, específicamente, en fallas inversas de gran corrida y en pliegues.

Por otra parte, Rivera y Falcón (1998) reconocen a nivel distrital un predominio estructural de tendencia Noroeste (Zona de Falla Río Blanco-Codegua), tanto de fallas como de centros volcánicos alineados. El dominio estructural Noreste es considerado por estos autores como conjugado y de menor importancia distrital. Los patrones estructurales presentes en el área habrían sido el resultado de movimientos laterales a lo largo de una zona de transcurrencia siniestral N50°W generando fracturas sintéticas siniestrales (tipo R) de orientación N60°W y antitéticas dextrales (tipo R') de orientación N50°E (Figura 2.4).

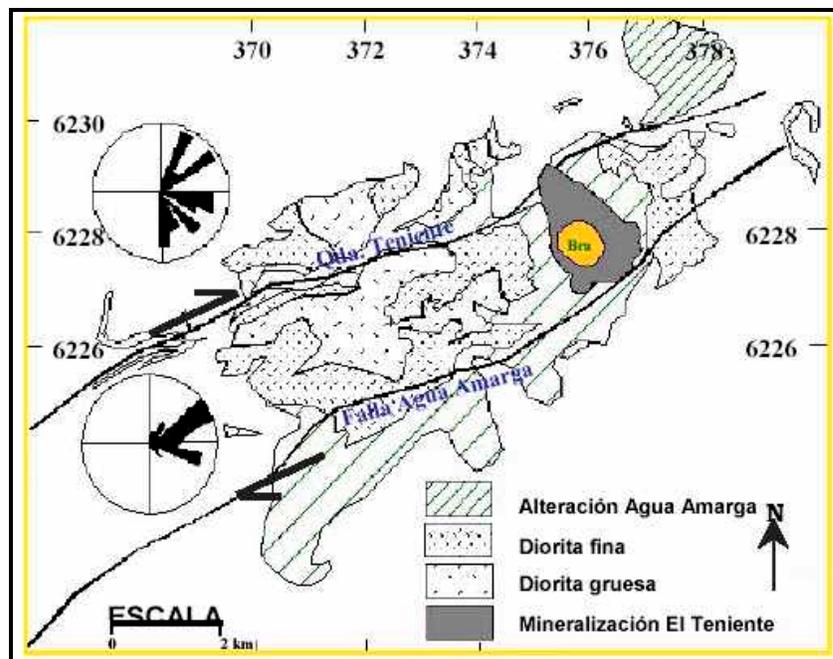


Figura 2.3. Zona de Falla Teniente (ZFT), limitada al Norte por la quebrada Teniente, y al sur por la falla Agua Amarga. Se muestra también la distribución de la Diorita Sewell y sus dos variedades petrográficas en la zona. Coordenadas UTM en miles. Tomado de Valenzuela (2003), modificado de Garrido (1995).

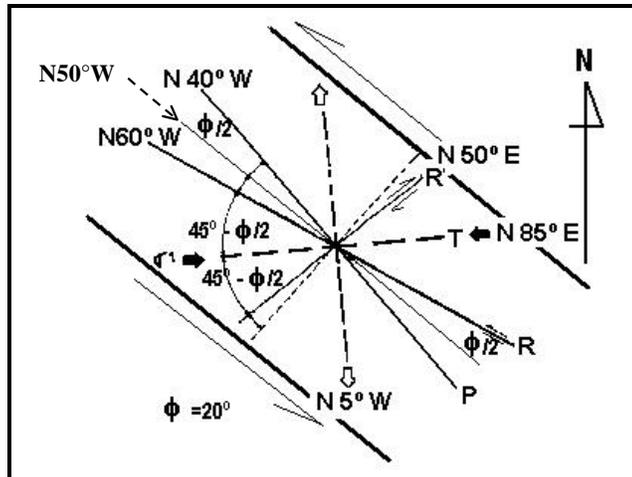


Figura 2.4. Modelo de estructuras de tipo Riedel para una zona de transcurrancia sinistral de rumbo N50°W que coincide con la zona de falla Río Blanco-Codegua (modificado de Rivera y Falcón, 1998).

II.3. Geología del Yacimiento El Teniente

II.3.1. Litología

El yacimiento El Teniente se hospeda en la parte central de un complejo intrusivo subvolcánico con forma de lacolito, el cual se encuentra emplazado en lavas y brechas volcanoclásticas asignadas a la Formación Farellones (Skewes et al., 2002). Litológicamente se distinguen las siguientes unidades (Figura 2.5):

II.3.1.1. Complejo Máfico El Teniente (CMET)

Bajo este nombre se agrupan diabasas, gabros, basaltos y andesitas basálticas porfíricas anteriormente descritos como “Andesitas de la Mina” (Skewes et al., 2002). Aunque las rocas de este complejo presentan importantes variaciones texturales es difícil reconocer contactos o gradaciones entre los diferentes tipos texturales, debido a que las rocas son porfíricas de grano fino, oscuras, fuertemente alteradas a biotita, mineralizadas y brechizadas. Estas rocas contienen cerca del 80% de la mineralización de cobre del Yacimiento (Camus, 1975; Cuadra, 1986).

De acuerdo a Skewes et al. (2002), los fenocristales de estas rocas, que varían de 1 a 3 mm de longitud, son principalmente plagioclasa cálcica (An_{92-41}) y piroxeno, y poseen formas anhedrales y subhedrales. La masa fundamental (55% en promedio), consiste principalmente de microlitos de plagioclasa y piroxeno que varían de 0,3 a 0,6 mm con un 7 a 15% de magnetita diseminada y calcopirita, con bornita y pirita subordinada.

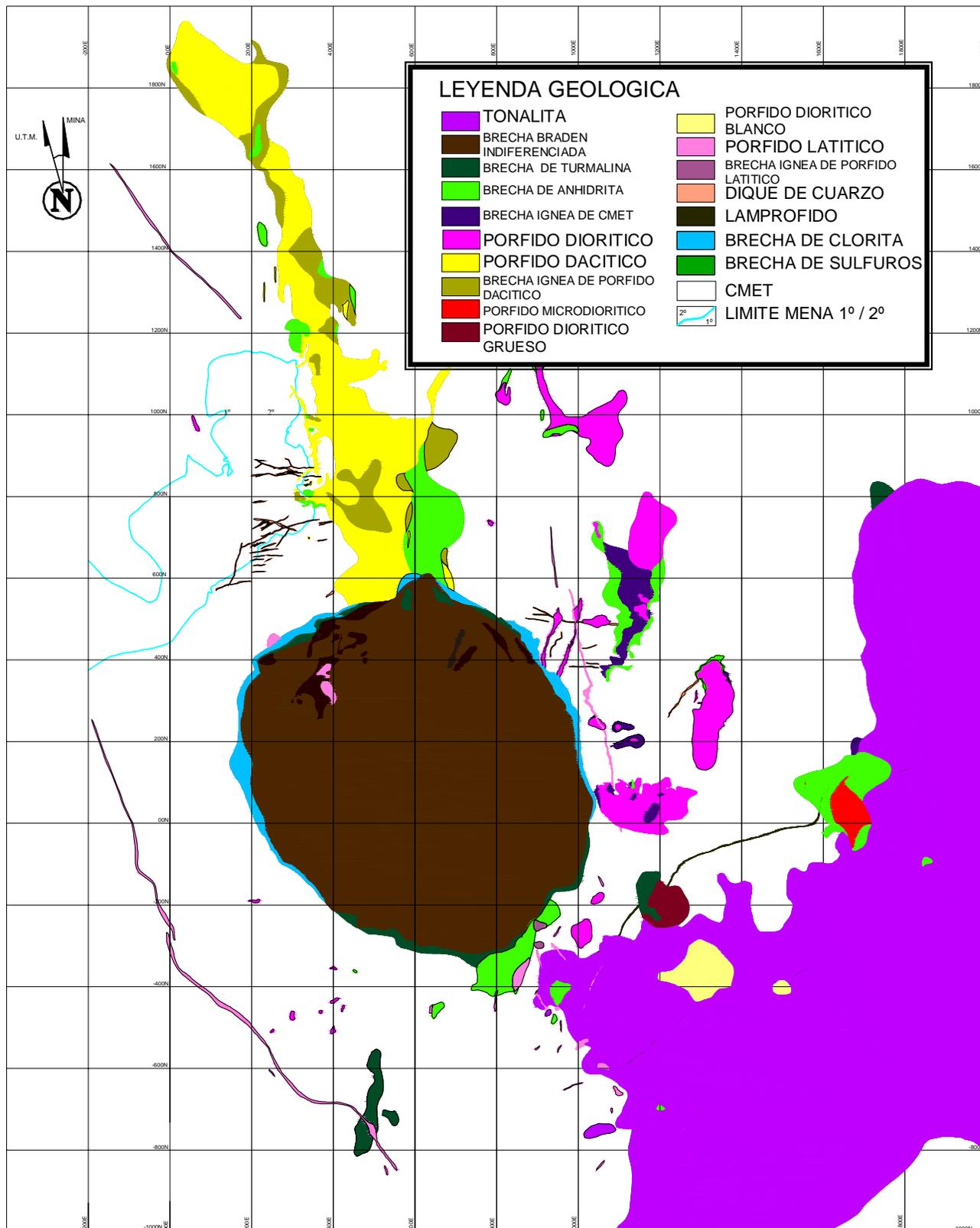


Figura 2.5. Geología del yacimiento a la cota 2190 m s.n.m. Coordenadas Mina. Escala 1:14000.

II.3.1.2. Unidades de Pórfidos Félsicos

II.3.1.2.1. Pórfido Dacítico (ex Pórfido Teniente)

Corresponde a un cuerpo tabular, orientado Norte-Sur a Nornoroeste y manteo subvertical, que intruye al Complejo Máfico El Teniente en la parte norte de yacimiento, y cuya parte sur se encuentra interrumpida por la Brecha Braden (Ossandon, 1974). Tiene un largo de 1200 m y una potencia que varía entre 50 m en la superficie a 500 m en el nivel Teniente 8 (Cuadra, 1986). Se han datado biotitas en muestras con fuerte alteración potásica mediante el método K/Ar en $4,0 \pm 0,4$ y $4,6 \pm 0,3$ Ma (Cuadra, 1986).

Este cuerpo presenta variaciones litológicas, con proporciones variables de fenocristales de plagioclasa (oligoclasa-albita), biotita, pequeñas cantidades de anfíbola reemplazadas por biotita y clorita, y “ojos de cuarzo”, rodeados por una masa fundamental compuesta de cuarzo, albita y feldespato potásico (Duarte, 2000).

II.3.1.2.2. Tonalita (Ex Diorita Sewell)

Se presenta como un cuerpo de gran distribución areal en la parte Sureste del yacimiento (al Sureste de la Pipa Braden), intruyendo a las rocas del CMET. Faunes (1981) distingue dos tipos de textura en este intrusivo, con límite transicional entre ellas:

Textura Porfírica. Se reconoce en los bordes del intrusivo. Está constituida por fenocristales de plagioclasa, biotita y relictos de anfíbola, en una masa fundamental (30 a 60% en volumen) de cuarzo, microlitos de plagioclasa y feldespato potásico subordinado. Presenta una alteración potásica penetrativa.

Textura Fanerítica. Caracteriza a la parte central del intrusivo. Consiste en un agregado hipidiomorfo de plagioclasa, biotita y hornblenda parcialmente cloritizada, con cuarzo y feldespato potásico intersticial.

Ambas variedades texturales presentan una fuerte alteración a cuarzo-sericita-clorita, que oblitera la textura y la composición original de la roca.

Se ha datado la alteración potásica de este intrusivo mediante el método K/Ar en roca total en $7,1 \pm 1,0$ Ma y $7,4 \pm 1,5$ Ma (Cuadra, 1986). Makshev et al. (2001) dataron biotitas hidrotermales mediante Ar^{40}/Ar^{39} en $5,69 \pm 0,05$ Ma (edad fusión total) y $4,69 \pm 0,05$ Ma (edad plateau e isocrona).

II.3.1.2.3. Pórfido Diorítico

Aparece en la parte central y norte del yacimiento, en los sectores Esmeralda y Reservas Norte, como una serie de stocks y diques menores de

dirección N30°E que intruyen al CMET. Estos cuerpos presentan una gran extensión en la vertical, reconociéndose desde los niveles más altos de la mina (Teniente-1, 2627 m s.n.m.) hasta más abajo del nivel Teniente-8 (1980 m s.n.m.). Presentan texturas porfíricas hipidiomorfas con un promedio de 50% de fenocristales, principalmente plagioclasa, pertita de reemplazo y biotita subordinada (Guzmán, 1991).

II.3.1.2.4. Pórfido Diorítico “Blanco” y Pórfido Diorítico “Grueso”

Presentan una textura porfírica de grano medio a grueso característica, con un 40% de fenocristales de plagioclasa y una masa fundamental biotitizada y sericitizada. Se ubican en el sector sur del yacimiento y corresponden a facies de alteración cuarzo-sericítica de la Diorita Sewell (Superintendencia Geología, 2003).

II.3.1.3. Intrusivos Menores

Existen varios intrusivos considerados de menor importancia debido a su menor volumen, a su poca injerencia en la mineralización y a su carácter mayoritariamente estéril. Sin embargo en algunos casos estos intrusivos constituyen singularidades estructurales importantes dentro del yacimiento.

II.3.1.3.1. Pórfidos Latíticos

Ocurren normalmente como diques de poca potencia (2 a 6 m), alcanzando hasta 15 m de espesor en la parte sur del depósito (Sector Regimiento). Estos diques están dispuestos concéntricamente y con poca continuidad alrededor del Complejo de Brechas Braden (Superintendencia Geología, 2003).

Presenta textura porfírica con un 60% de fenocristales de plagioclasa y biotita, anfíbola alterada a biotita y clorita, y ojos de cuarzo en una masa fundamental blanquizca de cuarzo y feldespato (Cuadra, 1986). Maksaev et al. (2001) dataron sericita en diques de latita mediante el método Ar^{40}/Ar^{39} (edades fusión total) en $4,39 \pm 0,17$ y $4,80 \pm 0,07$ Ma.

II.3.1.3.2. Diques de Cuarzo

Son cuerpos tabulares estériles, donde la mineralogía principal es cuarzo, en menor medida anhidrita, y subordinadamente pirita y calcopirita. Se presentan en varios sectores dentro del yacimiento, como cuerpos de poca potencia (generalmente menos de 3 m) y que alcanzan corridas de hasta 120 m (Quezada, 2000). En particular en el sector Fortuna (parte Sur-Oeste del yacimiento) se reconoce una veta de cuarzo de 300 m de traza. En el sector Regimiento (sector sur del yacimiento) estos diques poseen una disposición principal E-W/Subv. En general estos diques se caracterizan por no mostrar halos de alteración y estar atravesados por vetillas pertenecientes a todas las etapas de alteración y mineralización reconocidas en el yacimiento, indicando una temporalidad anterior.

II.3.1.3.3. Diques de Lamprófidio

Se ubican en el sector Sureste del yacimiento, cortando al CMET, a la Diorita Sewell y a la Chimenea Braden (Faunes, 1981; Cuadra, 1986). Son diques estériles que presentan una forma tabular con contactos nítidos y rumbo Noreste. Litológicamente corresponden a andesitas de hornblenda, de color gris verde claro y grano fino, que presentan textura porfírica con fenocristales de anfíbola y plagioclasa en una masa microcristalina de augita y labradorita (Skewes et al., 2002). Su corrida es del orden de los 1000 m y su espesor promedio es de 1,5 m.

Dataciones K/Ar en roca total indican una edad de $3,8 \pm 0,3$ Ma (Cuadra, 1986).

II.3.1.4. Unidades de Brechas

II.3.1.4.1. Complejo de Brechas Braden

Corresponde a un conjunto de brechas hidrotermales que se ubica en la parte central del yacimiento y tiene la forma de un cono invertido con un diámetro de 1200 m en la superficie actual y una extensión vertical máxima de 3168 m (Floody, 2000). El flanco oriental de la chimenea es prácticamente vertical pero los contactos en las demás zonas mantienen 60 a 70 grados hacia el centro de la pipa. Esta chimenea corta a todas las unidades anteriormente mencionadas, menos al dique de Lamprófidio.

Atendiendo al tamaño, forma y composición de los fragmentos que rellenan la pipa y al cemento predominante, se han diferenciado 10 subunidades distribuidas en dos grupos denominados Brecha Braden y Brecha Marginal.

La Brecha Braden es una brecha polimíctica, matriz soportada, con fragmentos subredondeados a subangulosos, que varían en tamaño desde polvo de roca hasta bloques de varios metros de diámetro (Cuadra, 1986). Los fragmentos provienen de las rocas preexistentes, y la matriz está compuesta por polvo de roca y cemento de sericita y/o clorita, con cantidades menores de cuarzo, turmalina, anhidrita, calcita, carbonatos y pirita.

La Brecha Hidrotermal de Turmalina (Ex Brecha Marginal) forma un anillo en torno a la Brecha Braden, con un espesor promedio de 50 a 60 m, que disminuye en profundidad hasta unos 5 –10 m (Cuadra, 1986). Se caracteriza por ser clastosoportada, con fragmentos subangulares a subredondeados, cuya litología corresponde a la de la roca de caja inmediatamente circundante. El cemento-matriz de esta brecha es predominantemente de turmalina, junto con cantidades significativas de cuarzo, clorita, sericita, sulfuros de cobre, arsénico y antimonio, y anhidrita y yeso. Su contacto con la roca de caja es nítido, pero el contacto con la Brecha Braden es gradacional y se le reconoce por la variación del porcentaje de turmalina en el cemento-matriz (Ojeda et al., 1980).

II.3.1.4.2. Brechas Hidrotermales de Anhidrita y Turmalina

Las brechas hidrotermales se ubican preferentemente en los márgenes y ápices de los intrusivos que cortan al CMET, e incorporan clastos tanto de esta litología como de los pórfidos y brechas ígneas. Se subdividen según su cemento en Brecha Hidrotermal de Anhidrita y Brecha Hidrotermal de Turmalina, y en general presentan leyes de cobre más altas que su entorno (Superintendencia Geología, 2003). En general están asociadas a estadios tempranos de la formación del yacimiento. Sin embargo, existen dos unidades de brechas hidrotermales en el sector sur del yacimiento (sectores Isla y Diablo Regimiento) que fueron formadas en etapas tardías de la evolución de El Teniente y destacan por su contenido de arsénico sobre 500 ppm.

Habitualmente se observa una gradación porcentual en la composición del cemento de estas brechas, desde anhidrita como constituyente principal en profundidad, a cuarzo y turmalina hacia la superficie (Arévalo et al., 1998).

II.3.1.4.3. Brechas Ígneas

Se ubican preferentemente en los contactos entre el CMET y los Pórfidos Félsicos que lo intruyen, desarrollando potencias desde centímetros hasta decenas de metros. Habitualmente se presentan como clastos de rocas máficas en una matriz de tonalita o pórfido diorítico (Superintendencia Geología, 2003).

II.3.2. Estructuras

El universo de las estructuras o discontinuidades geológicas en el yacimiento El Teniente es vasto y complejo. Las estructuras reconocidas aparecen en una frecuencia promedio de hasta 40 discontinuidades geológicas por metro, y corresponden a vetillas, con sus distintos tipos de relleno, fallas y diaclasas, que en su conjunto conforman el stockwork característico del yacimiento (Garrido, 1995). Otras estructuras relevantes corresponden a las vetas de cuarzo, diques de guijarros y cuerpos tabulares intrusivos (latitas, dioritas, lamprófidios y dacitas).

En El Teniente las estructuras geológicas se clasifican de acuerdo a su traza conocida, espesor y tipo de relleno. La tabla 2.1 muestra la clasificación actualizada de estructuras con respecto al largo de su traza visible en las galerías de la mina.

Tabla 2.1. Clasificación de estructuras en función de su traza observada (Superintendencia Geología, 2003).

TIPO DE ESTRUCTURA	TRAZA	EXPRESIÓN EN LA MINA
Estructuras Distritales	Traza > 1 km	Atraviesa el Distrito
Estructuras Maestras	Traza > 500 m	Cruza varios niveles
Estructuras Mayores	100 m < Traza < 500 m	Visible en tres o más labores
Estructuras Intermedias	4 m < Traza < 100 m	Cruza una labor
Estructuras Menores	Traza < 4 m	No cruza labor

De acuerdo a su relleno las estructuras son clasificadas en fallas o vetillas Tardimagmáticas, Principales y Tardías. Las estructuras más importantes en el yacimiento corresponden al juego principal de fallas maestras de orientación Noreste y desplazamiento en el rumbo, fallas N, N1, N2 en el sector Norte (afectan a los sectores Sub-6 Panel Caving y Quebrada Teniente) y P, P1 en el sector Sur (Teniente 4 LHD y parte sur de la mina Esmeralda; Superintendencia Geología, 2003). Estas estructuras tienen espesores de 5 a 120 cm con corridas reconocidas de 100 y 500 m (Figura 2.6).

Otras estructuras importantes son los Diques de Guijarros, el Dique de Lamprófidio y los Diques de Cuarzo y Anhidrita. Los Diques de Guijarros se concentran en la parte Oeste del yacimiento, y tienen espesores que varían de 0,5 a 2 m y corridas de 50 a 200 m. En algunos casos presentan rellenos blandos y pueden generar inestabilidades en galerías y piques. El Dique de Lamprófidio (descrito en la parte 2.3.1.3.3) se presenta como un cuerpo tabular de rumbo Noreste con 0,5 a 2 m de espesor y corrida reconocida de 500 m. Este cuerpo intrusivo históricamente ha controlado importantes inestabilidades en piques y galerías de la mina, en algunos casos con pérdida total de la obra (Brzovic y Benado, 2003).

Garrido (1995) realizó una categorización de las estructuras geológicas, filtrando sólo las estructuras con trazas mayores a 100 m, ordenándolas bajo *zonas estructurales* que presentan una *frecuencia relativa mayor de fallas paralelas*, denominándolas "**Zonas de Falla**" (ver figura 2.7). Estas Zonas de Falla se agrupan en tres Sistemas Estructurales de acuerdo a su orientación: Sistema N46°E, Sistema N64°W, y N6°E.

Sistema N46°E: Es el más numeroso dentro del yacimiento, llegando a sumar siete Zonas de Falla, denominándolas, de Norte a Sur: Zona de Fallas Teniente Norte-Norte, Zona de Fallas N1, Zona de Fallas Teniente Norte, Zona de Fallas Central, Zona de Fallas Fortuna, Zona de Fallas Teniente Sur y Zona de Fallas Teniente Sur Sur. En general se caracterizan por ser subverticales. Las trazas de las fallas que definen este sistema son anastomosadas y en ramas.

Sistema N64°W: En este caso sólo suman tres dentro del yacimiento y se denominan de Este a Oeste como: Zona de Fallas Teniente Oeste-Oeste, Zona de Fallas Oeste y Zona de Fallas Oeste Fortuna. A diferencia del sistema anterior, éste se caracteriza por fallas de traza plana y de menor continuidad. Este sistema también es subvertical.

Sistema N6°E: Está representado por cinco zonas dispuestas subparalelamente entre sí que definen un arreglo oblicuo con respecto al Sistema N46°E. El rumbo de estas estructuras varía entre N16°E - N4°W y sus espesores no superan los 60 m.

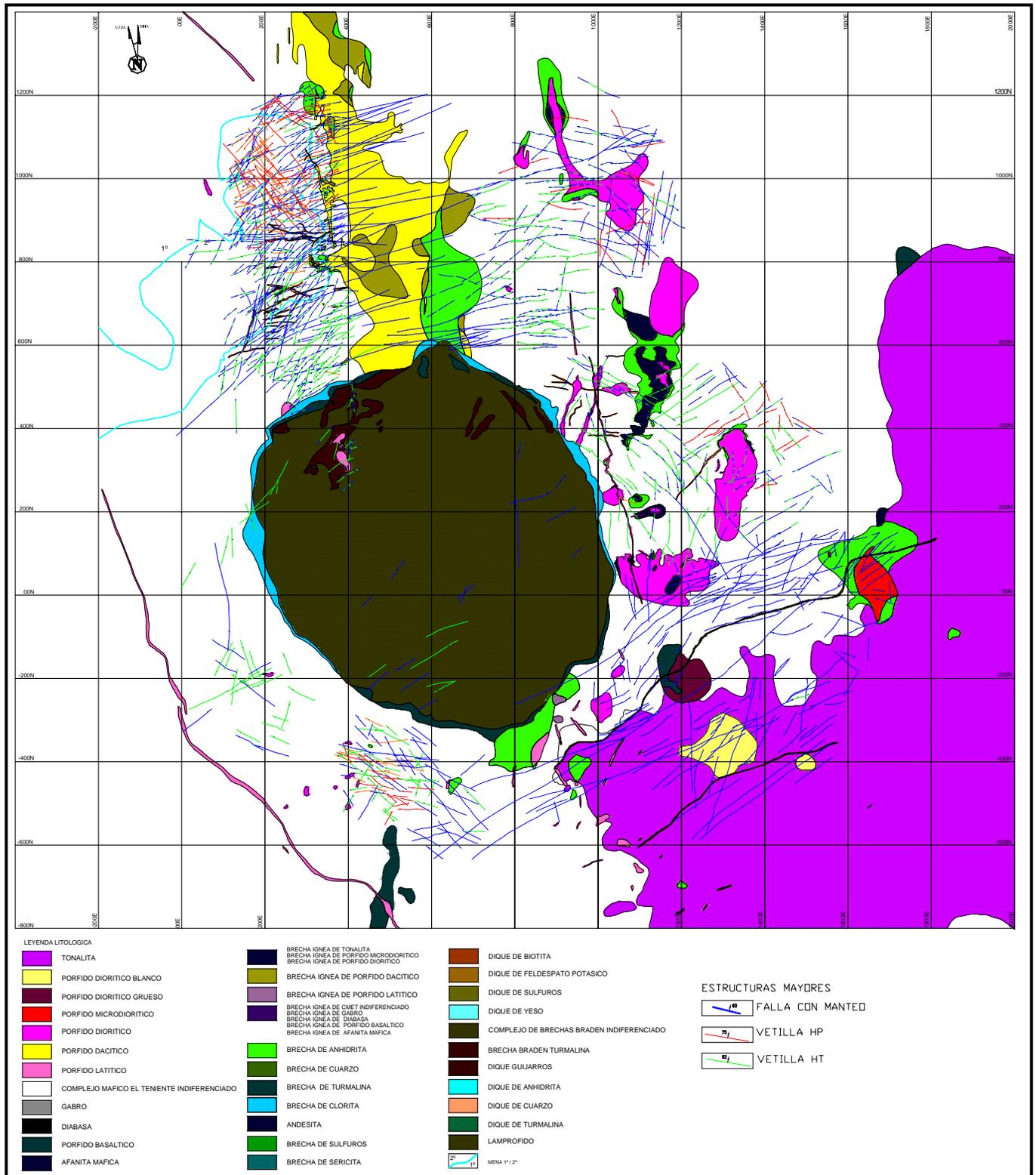


Figura 2.6. Plano Geológico Modelo de Estructuras Mayores de la mina El Teniente a la cota 2190 m s.n.m.

En el sur del yacimiento la Zona de Falla Teniente Sur Sur corta a la Zona de Falla Oeste. En este mismo sector, el Sistema N6°E corta a las dos zonas de falla anteriormente mencionadas.

Esta clasificación por zonas de falla fue reemplazada en la caracterización geológica estructural de la mina por la definición de dominios estructurales a una escala de mayor detalle en cada sector productivo, resultado de la interpretación del mapeo 1:1000, es decir, considerando no sólo las estructuras mayores, sino también las intermedias. Para definir estos dominios estructurales se utiliza como criterio la orientación de las estructuras, el largo de las trazas, el relleno mineralógico y el origen genético de las estructuras (Superintendencia Geología, 2003).

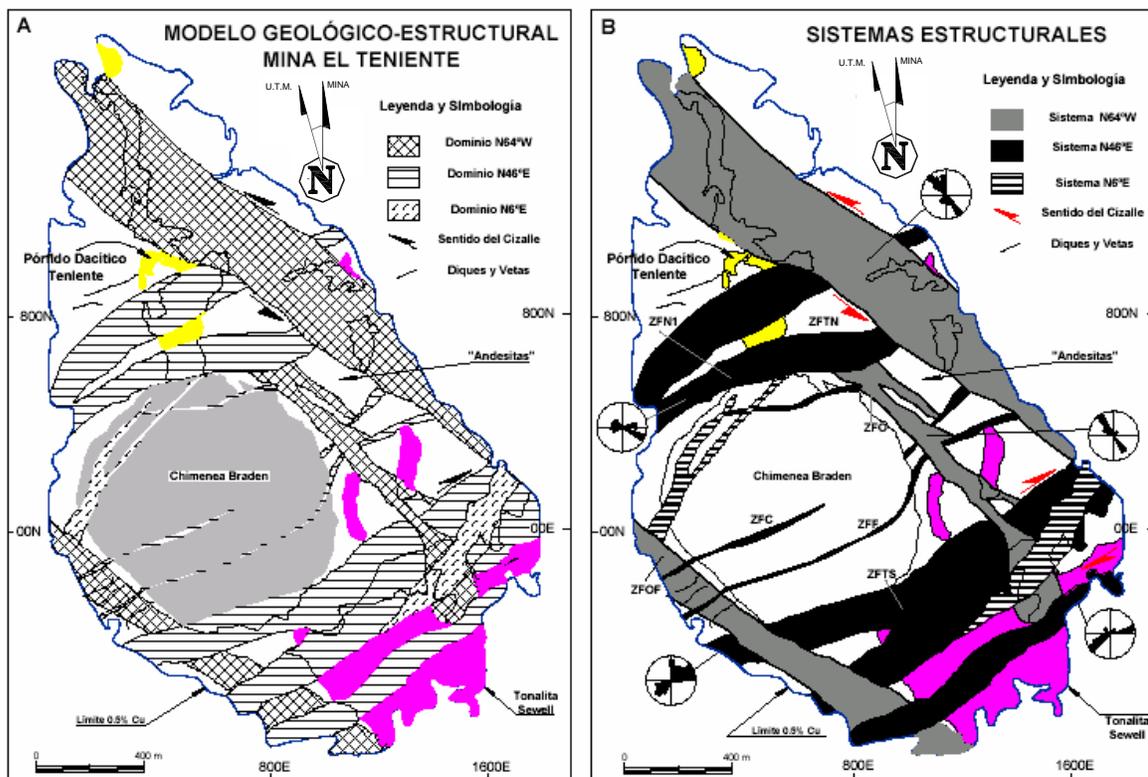


Figura 2.7. Modelo Geológico-Estructural del yacimiento El Teniente. (A) Dominios Estructurales. (B) Sistemas estructurales definidos a partir de (A). Tomado de Garrido (1995).

II.3.3. Alteración y Mineralización

El yacimiento El Teniente se formó en un proceso continuo de alteración y mineralización. En la actualidad, se distinguen tres etapas hipógenas, llamadas Tardimagmática, Hidrotermal Principal e Hidrotermal Tardía, y una etapa Supérgena (Superintendencia Geología, 2003). En la etapa Hidrotermal Tardía se incluye la anteriormente denominada Alteración Póstuma, restringida a la Brecha

Braden. Cada etapa de alteración tiene asociada la generación de diferentes tipos de vetillas, en cuanto a relleno, espesor, persistencia y planaridad.

II.3.3.1. Etapa Tardimagmática

Es la primera etapa de alteración-mineralización conocida en el yacimiento y se caracteriza por la coexistencia en equilibrio de una alteración biotítica penetrativa y la presencia de un intenso enrejado de vetillas rellenas con cuarzo, anhidrita, sulfuros, biotita y feldespato potásico. La mineralización metálica consiste en bornita, calcopirita, pirita y molibdenita (Arévalo et al., 1998).

De acuerdo a Cuadra (1986), esta etapa se asocia a las últimas fases de consolidación de la Diorita Sewell y del Pórfido Teniente (Pórfido Dacítico). Esta alteración conforma zonas de mayor intensidad en un esquema concéntrico al Pórfido Dacítico en la zona norte del yacimiento, y las asociaciones potásicas gradan a asociaciones propilíticas hacia los márgenes del yacimiento.

Las vetillas de esta etapa se caracterizan por ser ondulosas o plano-ondulosas, y por no presentar halo o por presentar un halo silíceo y/o biotítico generalmente simétrico. En esta clase se agrupan siete clases de vetillas de espesor variable (Tabla 2.2; Superintendencia Geología, 2003). Las vetillas TM constituyen prácticamente el total del stockwork más fino que caracteriza a las rocas del yacimiento.

II.3.3.2. Etapa Hidrotermal Principal

Esta etapa de alteración cuarzo-sericítica se superpone a la anterior y está relacionada posiblemente a la reacción de los fluidos tardimagmáticos con aguas meteóricas (Cuadra, 1986). En esta etapa se desarrollan vetillas de sulfuros, cuarzo y anhidrita con halos de alteración de cuarzo, sericita y clorita de ancho variable. La mineralogía principal de las vetillas consta de cuarzo, calcopirita, pirita, sericita, clorita, anhidrita y molibdenita.

En la Diorita Sewell y el Pórfido Dacítico, el feldespato potásico, plagioclasa y ferromagnesianos se encuentran alterados en forma similar y la textura original fanerítica y/o porfírica es reemplazada por una textura sacaroidal fina.

Las vetillas agrupadas en esta categoría son en general continuas, planares y con caras paralelas. Presentan halos simples o complejos (doble halo), a veces mineralizado. En esta categoría se agrupan 4 clases de vetillas (Tabla 2.2).

II.3.3.3. Etapa Hidrotermal Tardía

Esta etapa se relaciona con el emplazamiento del anillo de Brecha Hidrotermal de Turmalina, alrededor de la Brecha Braden, y se extiende a unos 100 o 150 m en una zona concéntrica a esta (Villalobos, 1975). Las vetillas HT se caracterizan por poseer un mayor grado de complejidad y variabilidad mineralógica

con o sin sulfuros que se diferencian de las anteriores etapas por la aparición de nuevos minerales no metálicos y metálicos. La mineralogía no metálica de la alteración está compuesta por la asociación anhidrita-cuarzo-turmalina-sericita-yeso-carbonatos-clorita, y la metálica consiste en calcopirita-bornita-pirita-molibdenita-tennantita/tetraedrita con blenda y galena ocasionalmente (Tabla 2.2). Las vetillas HT presentan halos bien desarrollados y muy irregulares.

En esta etapa se incluye la Alteración Póstuma, la cual está relacionada con fluidos hidrotermales asociados a la formación de la Brecha Braden (Superintendencia Geología, 2003). Ésta corresponde a una alteración sericita-calcita, restringida a la Brecha Braden, que se evidencia en la ocurrencia de vetillas de poca frecuencia que afectan a la matriz y a los clastos de la brecha. Su mineralogía principal consiste de sericita, calcita, yeso, cuarzo, siderita, ankerita, baritina, anhidrita, turmalina, pirita, calcopirita, molibdenita, blenda, galena y tennantita (Ojeda et al., 1980).

De esta forma se habla de una etapa Hidrotermal Tardía en general para referirse al desarrollo completo del Complejo de Brechas Braden, que incluye a la Brecha Hidrotermal de Turmalina.

Tabla 2.2. Clasificación Genética de Vetillas de El Teniente (Superintendencia Geología, 2003)						
Clase	Mineralogía Típica	Mineralogía Distintiva	Halo	Características Diagnósticas		
CATEGORÍA TM	V1	mt ±qz ±bio ±(anh) ±(cpy) ±(clo)	mt	Silíceo	Magnetita, Halo deslavado	
	V2	qz-bio-anh-clo ±cpy ±py ±bo ±(moly)	qz-bio	Sin halo	Sin halo, Bordes nítidos, mineralogía qz-bio	
	V3	qz-bio-anh-clo ±cpy±py±bo	qz-bio-clo	Halo silíceo o silíceo – clorítico, a veces con biotita diseminada.	Halo silíceo difuso o sinuoso (tipo nube), mineralogía distintiva qz-bio-clo. Puede presentar bio-clo en sutura o bandas	
	V4	anh ±bio ±cpy ±(moly) ±(bo) ±(qz)	anh mayoritaria	Halo silíceo-biotítico	Anhidrita, halo característico	
	V5	qz ±anh ±bio ±cpy ±moly ±bo ±(py) ±(clo)	qz mayoritaria	Sin halo	Vetilla de bordes nítidos, sin halo, Stockwork denso, sulfuros diseminados o en sutura central	
	V6	anh ±qz ±bio ±cpy ±moly ±bo ±(py) ±(clo)	anh mayoritaria	Sin halo	Vetilla de bordes nítidos, sin halo, Stockwork denso, sulfuros diseminados	
	V7	Cpy y/o bo y/o py y/o moly ±anh ±qz ±bio	sulfuros mayoritarios	Sin halo	Vetilla de bordes nítidos, sin halo, Stockwork denso. De ser microvetillas, los sulfuros se alternan con bio (segmentadas).	
	V8	tur ±anh ±qz ±(cpy) ±(moly) ±(bo) ±(py)	tur mayoritaria	Sin halo	Vetilla de bordes nítidos, sin halo.	
CATEGORÍA HP	V9	mt ±cpy ±py ±moly ±qz±anh	mt mayoritaria	Halo sericítico-clorítico, puede presentar calcopirita y/o pirita diseminada.	Halo simple ó asimétrico con ó sin clo diseminada.	
	V10	cpy y/o py ±qz ±anh ±moly	cpy y/o py mayoritaria	Halo sericítico-clorítico, con calcopirita y/o pirita diseminada.	Halo bandeado ó simple con sulfuros diseminados	
	V11	cpy y/o py ±qz ±anh ±moly	cpy y/o py mayoritaria	Halo sericítico-clorítico.	Halo bandeado, semi-complejo con bordes difusos. Puede presentar escasos sulfuros diseminados.	
	V12	cpy y/o py ±qz ±anh ±moly	cpy y/o py mayoritaria	Halo cuarzo-sericítico- clorítico.	Doble halo ó halo complejo con mineralización diseminada	
CATEGORÍA HT	V13	cpy-bo-moly-tete-py ±qz ±anh ±cb ±tur ±(ys) ±(clo)	sulfuros mayoritarios	Halo silíceo sericítico clorítico	Variedad mineralógica de sulfuros, Halo desarrollados y difusos	
	V14	cb y/o ys y/o anh ±cpy ±clo ±bo ±moly ±(tete) ±(qz)	carbonatos y sulfatos	Halo silíceo sericítico clorítico	Halo desarrollados y difusos. Variedad mineralógica. Carbonatos y Sulfatos	
	V15	tur-anh ±cpy ±cb ±ys ±qz ±py ±ep ±(bo) ±(moly) ±(tete)	tur mayoritaria	Halo silíceo sericítico clorítico	Halo desarrollados y difusos. Variedad mineralógica. Turmalina abundante	

Nota: Mt = magnetita, anh = anhidrita, tur = turmalina, cpy = calcopirita, cb = carbonato, qz = cuarzo, py = pirita, ep = epidota, bo = bornita, moly = molibdenita, tete = tennantita/tetraedrita, ys = yeso, clo = clorita, bio = biotita.

CAPÍTULO III. GEOLOGÍA DEL SECTOR INICIAL DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO

III.1 Introducción

III.2 Litología

III.3 Geología Estructural

III.4 Conclusiones Parciales

III. Geología del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento

III.1. Litología (Basado en Quezada, 2000; y en Quezada y González , 2004a y b)

Los tipos litológicos reconocidos en el sector Diablo Regimiento corresponden a Complejo Máfico El Teniente (CMET (> 90%)), Brecha Hidrotermal de Turmalina-Anhidrita, Brecha Braden, Brecha Hidrotermal de Anhidrita, Pórfido Diorítico, Pórfido Latítico, Dique de Guijarros y Vetas de Cuarzo (Figuras 3.1 y 3.2). La figura 3.1 muestra la geología del sector interpretada partir de datos de sondajes, mientras que la figura 3.2 muestra la litología y la geología estructural del sector interpretada a partir del mapeo a escala 1:1000 de las galerías desarrolladas.

III.1.1. CMET (ex – Andesitas de la Mina)

Macroscópicamente corresponde a una roca de color gris oscuro, de textura afanítica a porfírica fina, con fenocristales de tamaño medio 2-3 mm, en un porcentaje que varía entre 15 y 20% del total. Está afectada por una alteración potásica manifestada en una intensa biotitización, y en menor grado una alteración cuarzo-sericítica.

Microscópicamente presenta una textura porfídica, con escasos fenocristales de plagioclasa (principalmente labradorita) de grano fino a grueso (1-3 mm de tamaño), subhedrales, generalmente fracturados y reemplazados parcial o totalmente por sericita. La matriz es de grano medio (tamaño 0,02 mm), y está compuesta por microlitos de plagioclasa subhedral, con los intersticios ocupados por biotita verde oliva, con escaso cuarzo y sericita. Minerales opacos diseminados, esfeno y leucoxeno son los minerales accesorios.

Estas rocas corresponden a la roca de caja más importante y presentan una mineralización alojada principalmente en vetillas y en menor medida diseminada.

III.1.2. Pórfido Diorítico

Roca de color gris y textura porfídica, con más de 25% de fenocristales de plagioclasa alterados parcialmente a sericita en una masa fundamental de grano fino. Aparece en general como pequeños cuerpos con forma de apófisis subverticales ubicados al NW y al SE del sector desarrollado actualmente, y también como un dique de orientación N55°W/63°N en el nivel de Hundimiento.

III.1.3. Diques de Cuarzo

Al sur de la coordenada 400 S se reconocen vetas de cuarzo y anhidrita, de orientación este-oeste (N80°W) y manteos subverticales, con una potencia de hasta 3 m. Son de color blanco y textura afanítica o masiva con calcopirita diseminada y que alcanzan corridas observadas que superan los 250 m, pudiendo ser más largos ya que están actualmente acotados por sectores no desarrollados aún hacia el este y hacia el oeste. Al sur de la coordenada 500S aparecen diques de cuarzo de rumbo noreste, también subverticales.

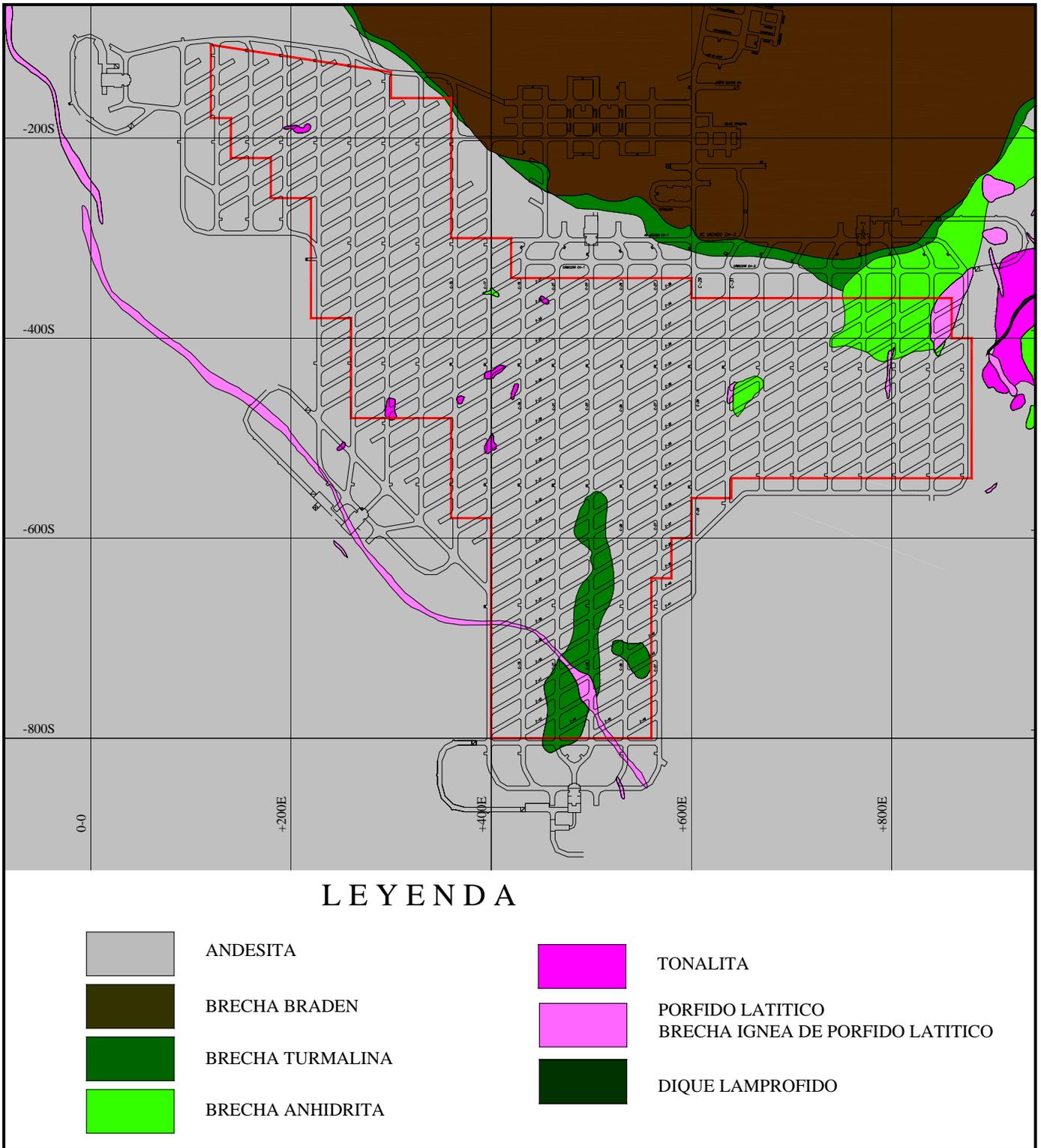


Figura 3.1. Plano Geológico Modelo del sector Diablos Regimiento, nivel Producción (Quezada, 2000). El polígono rojo enmarca el área a explotar.

III.1.4. Diques de Guijarros

Estos diques están constituidos por clastos de andesita de formas subredondeadas y tamaños entre 1 cm y 6 cm; su matriz está compuesta por polvo de roca y minerales de alteración como sericita, clorita y yeso. Presentan potencias centimétricas (0,2 a 0,7 m), alcanzando en algunos casos hasta 1 m, y rumbos variables comúnmente en el rango N50°-60°W. En el sector ya desarrollado del nivel de Hundimiento aparece un dique de guijarros de orientación N60°W/Subvertical, sin embargo se han descrito diques de guijarros con rumbo este-oeste y uno de orientación N60°E en los niveles superiores (T-4 Regimiento y T-4 Fortuna).

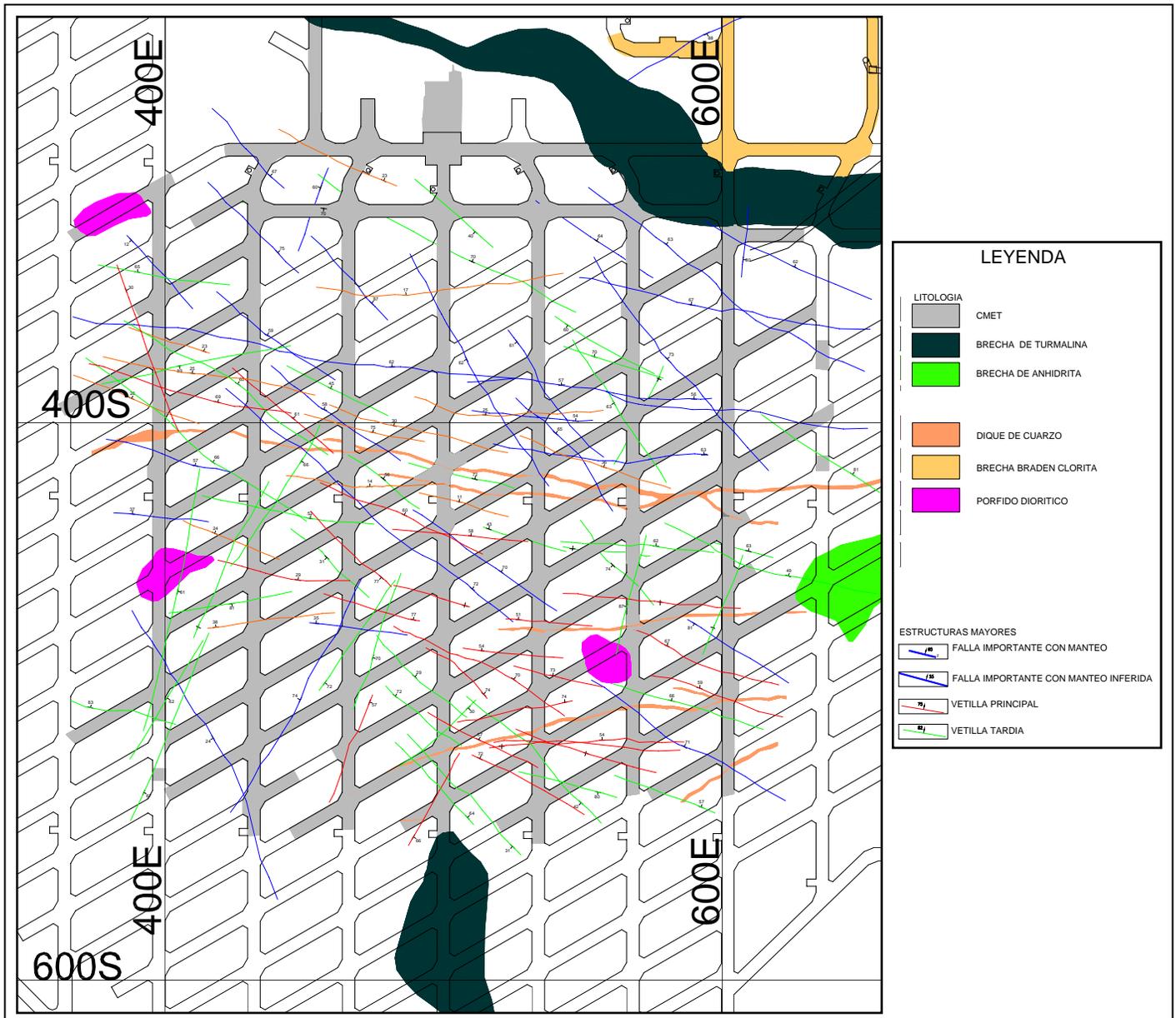


Figura 3.2. Plano Geológico de la parte desarrollada del nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento.

III.1.5. Pórfido Latítico

Se reconocen diques de pórfido latítico en la parte sur del sector Diablo Regimiento, subverticales y de rumbo N45°-60°W. Poseen espesores de hasta 10 m.

III.1.6. Brecha Hidrotermal de Turmalina-Anhidrita-Cuarzo

Macroscópicamente se trata de una roca de textura brechosa, con clastos de CMET y en menor proporción de cuarzo, angulosos, de tamaño 0,2 a 8 cm; el porcentaje de clastos corresponde a un 70% de la roca. La matriz (30%) es de color gris claro a negro, y está compuesta de turmalina, anhidrita y en menor cantidad calcopirita y bornita.

Este tipo litológico tiene su mayor expresión en la parte sur de la mina Diablo Regimiento, donde alcanza dimensiones aproximadas de 60 m de ancho por 70 m de largo, elongada en sentido norte sur, subvertical con manteo hacia el este.

Presenta leyes más altas de Cu, Mo, As y Sb que la andesita que la rodea, y se encuentra cortada sólo por vetillas HT.

III.1.7. Complejo de Brechas Braden

En este tipo litológico se agrupa la Brecha Marginal, que presenta características similares a la Brecha Hidrotermal de Turmalina-Anhidrita-Cuarzo, y la Brecha Braden.

III.1.7.1. Brecha Braden

En el sector Diablo Regimiento se presenta como una roca de color gris claro-verdoso. Presenta una fábrica matriz soportada. Los fragmentos mayores ocupan un volumen variable en el rango 40-45% y son de formas subredondeadas principalmente y en menor proporción subangulosos, con esfericidad regular a baja, tamaño entre 2 mm y 7 cm, con tamaños modales en los rangos 3-7 mm y 1-2 cm. El cemento-matriz corresponde a polvo de roca y ocupa un volumen en el rango 55-60% (el tamaño de matriz se definió menor o igual a 2 mm). La mineralización es muy escasa, tanto en fragmentos como en la matriz, en ambos se presenta pirita y escasa calcopirita en forma diseminada, y algunos fragmentos presentan mineralización de calcopirita y pirita en sus bordes.

III.1.7.2. Brecha Turmalina (ex Brecha Marginal)

En la mina Diablo Regimiento aparece como una roca de color gris oscuro a negro y algo verde. Presenta una fábrica matriz soportada. Los fragmentos ocupan un volumen variable en el rango 20-30% y son de formas subangulosas, con esfericidad baja, tamaño entre 30 mm y 2 m, con tamaño modal en el rango 3 –10 mm. El cemento matriz ocupa un volumen en el rango 80-70% (el tamaño de la matriz se definió como el tamaño menor o igual a 2 mm), es de color negro y está compuesto principalmente por turmalina. La mineralización es escasa, tanto en fragmentos como

en la matriz. Se encuentra diseminada y corresponde a pirita y algo de calcopirita. Los minerales de alteración corresponden en general a turmalina y clorita.

Se presenta al sur de la brecha Braden como un anillo de ancho variable entre 10 y 25 m aproximadamente.

III.1.8. Brecha Hidrotermal de Anhidrita

Roca de textura brechosa y color verde-negro, con un 35% de clastos de CMET (tamaño 25 cm promedio, redondeados) en una matriz de anhidrita, bornita y en menor medida calcopirita. Aparece en el sector Sureste de la parte ya desarrollada del nivel de Producción (figura 3.2).

III.2. Geología Estructural

III.2.1. Introducción

A continuación se presenta un análisis geológico-estructural de la parte inicial de la mina Diablo Regimiento, aproximadamente entre las coordenadas mina 350-650E y 350-600S, a escala de estructuras intermedias interpretadas, estructuras intermedias (mapeadas a escala 1:1000 como parte del presente trabajo y de otros), y estructuras menores (mapeadas mediante líneas de detalle como parte de este trabajo).

Para el análisis de los datos estructurales obtenidos en terreno y de gabinete se utilizaron los siguientes programas: GVMapper, Microsoft Excel, Dips de Rocscience, y Grapher de Golden Software. La información se procesó mediante los siguientes pasos:

- Los datos fueron ingresados a una planilla electrónica Excel, la cual luego se exportó a Dips, el cual se configuró como se indica en la tabla 3.1.

Tabla 3.1. Configuración Dips

Variable	Configuración
Proyección	Equiareal
Distribución	Fisher
Convención	Plane Vector
Hemisferio	Inferior
Rango de contornos	1 - 10 %
Número de contornos	10

- Se procesaron estereográficamente las discontinuidades en Dips. En el caso de las líneas de detalle realizadas en una sola dirección se usó la Corrección de Terzaghi (1965) con un ángulo mínimo de 15° entre la línea y el plano correspondiente, para intentar corregir el sesgo en el muestreo de posibles sets originado por discontinuidades subparalelas a la línea. De acuerdo a la concentración de polos se definieron sets estructurales mediante ventanas, que según Superintendencia Geología (2003) pueden variar hasta 40° en el manto y 50° en el rumbo.
- La información de los sets definidos en Dips para los datos de líneas de detalle se exportó a Excel para determinar las propiedades características de cada sistema estructural.

III.2.2. Análisis de Estructuras Interpretadas de Traza Mayor a 30 m en la Mina Diablo Regimiento

A continuación se muestra el análisis de las estructuras de traza mayor a 30 m de los niveles UCL y de Producción interpretadas a Diciembre de 2004. Se les llama Estructuras Interpretadas de traza Mayor a 30 m a las estructuras que cruzan más de

una labor y tienen menos de 100 m de persistencia, para diferenciarlas de las estructuras mayores, que tienen más de 100 m de largo. Cabe mencionar también que todo este análisis estructural fue efectuado en el área de la mina fuera de la pipa Braden, vale decir, sólo en litología CMET. De acuerdo a la información disponible sobre las estructuras interpretadas se concluye que:

- En el nivel de Producción existen 103 estructuras interpretadas con traza mayor a 30 m, y en el nivel UCL 76, que son todas las que se muestran en las figuras 3.3 y 3.4.
- Se definió un set estructural principal (set 1m en la figura 3.5), un set secundario (set 2m en la figura 3.5), y dos sets menores (sets 3m y 4m en la figura 3.5), que en conjunto representan el 64% de las estructuras presentes. En la tabla 3.2 se presenta su orientación estimada con su variabilidad asociada, y el tipo genético de estructuras pertenecientes a cada sistema.

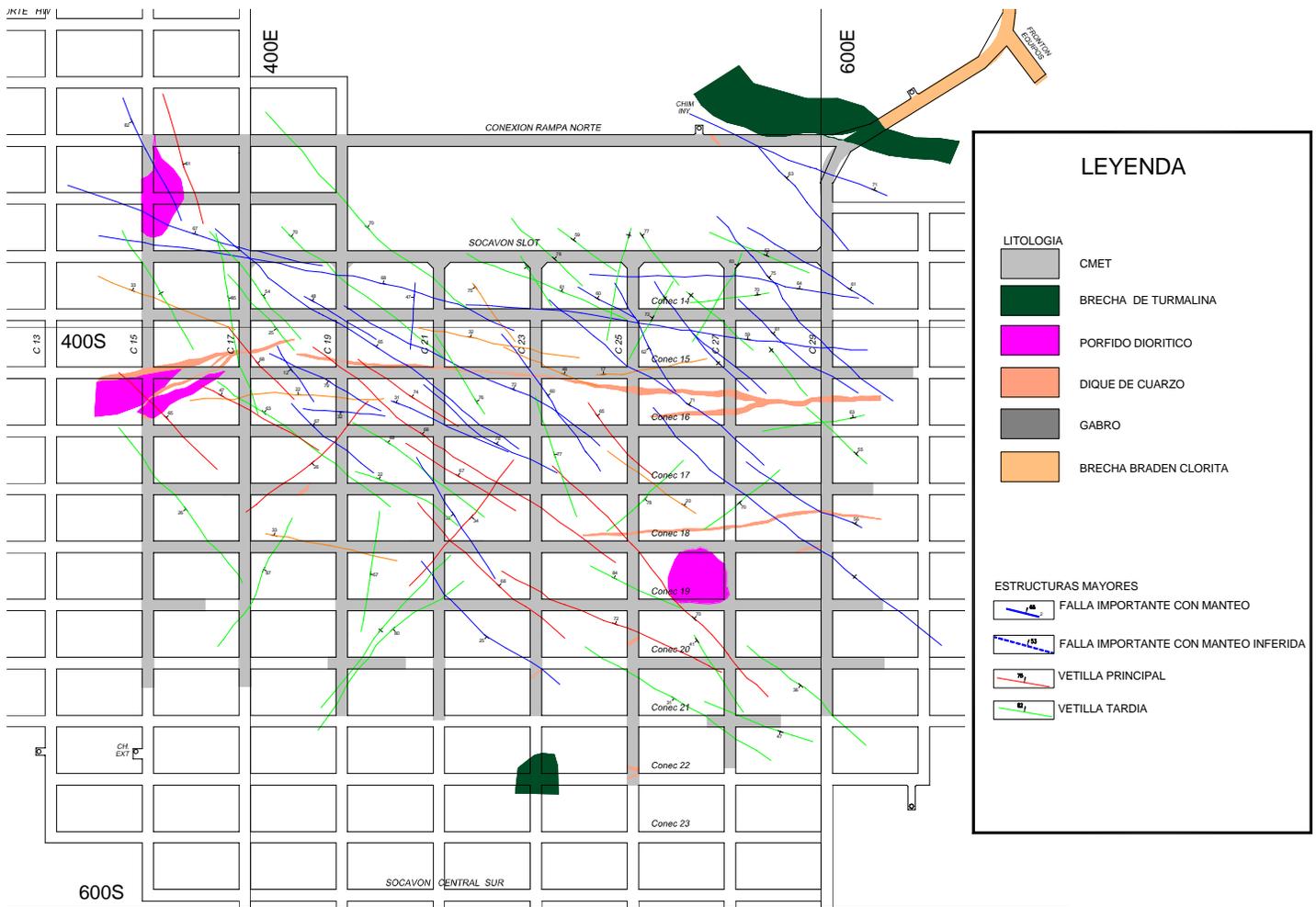


Figura 3.3. Plano Geológico del Nivel UCL de la mina Diablo Regimiento, donde se muestran las estructuras interpretadas a partir del mapeo a escala 1:1000. Plano en coordenadas mina cada 200 m (a partir de Quezada y González, 2004).

Tabla 3.2. Sistemas estructurales definidos para las estructuras interpretadas mayores a 30 m presentes en la mina Diablo Regimiento.

Set Estructural	%	Rumbo	Manteo	Tipo de Estructuras Predominantes
Principal (1m)	44,7%	N64°W ± 27°	63°N ± 25°	Fallas, Vetillas HP, Vetillas HT y Vetillas HT Falladas
Secundario (2m)	10,6%	N76°W ± 25°	26°N ± 20°	Vetillas TM
Secundario (3m)	5,0%	N45°W ± 14°	32°S ± 14°	Fallas, Vetillas HT y Vetillas HT Falladas
Secundario (4m)	3,9%	N27°E ± 13°	66°E ± 13°	Vetillas HT y Vetillas HP

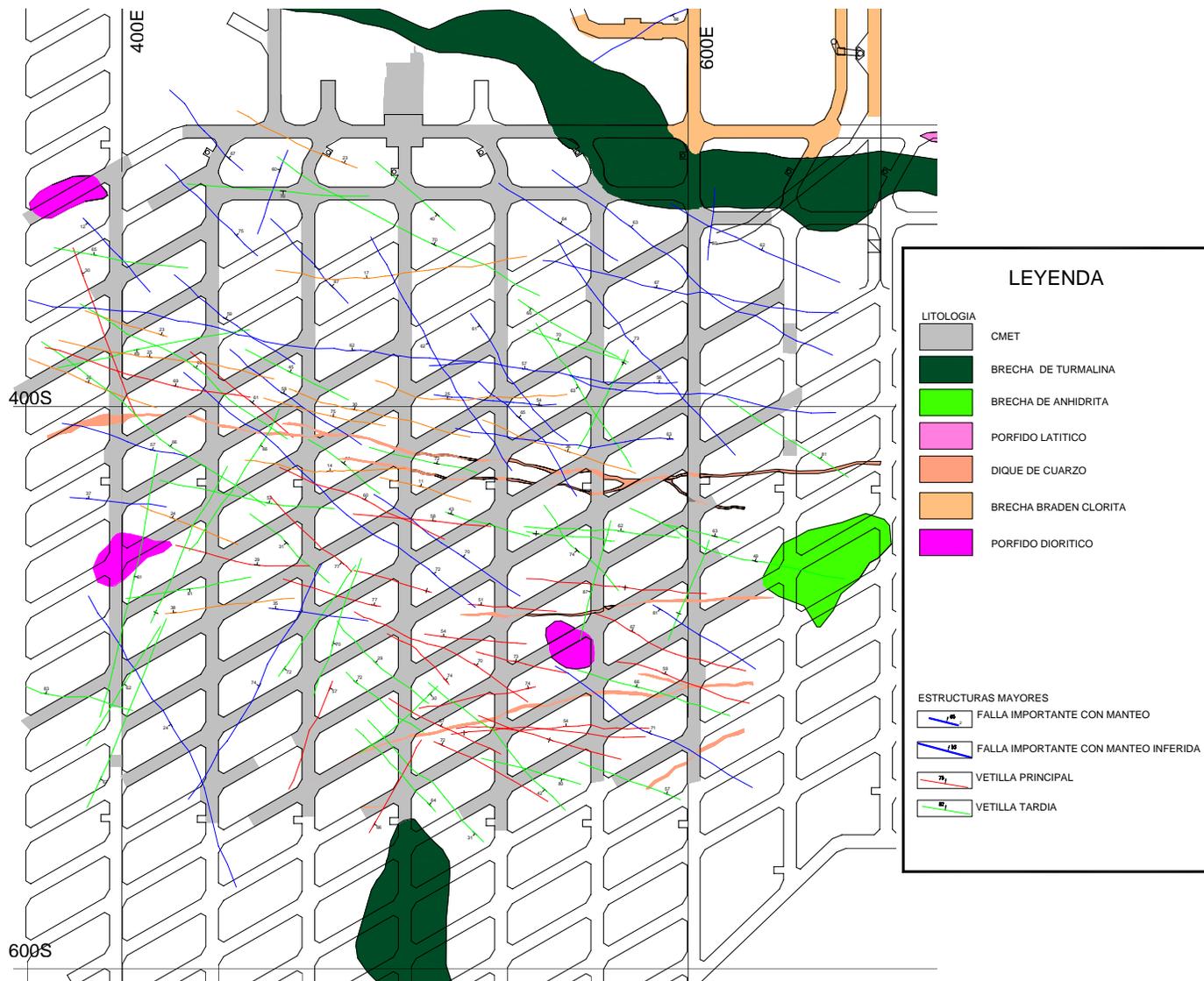


Figura 3.4. Plano Geológico del Nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento, mostrando las estructuras interpretadas de traza mayor a 30 m. Coordenadas mina cada 200 m (a partir de Quezada y González, 2004).

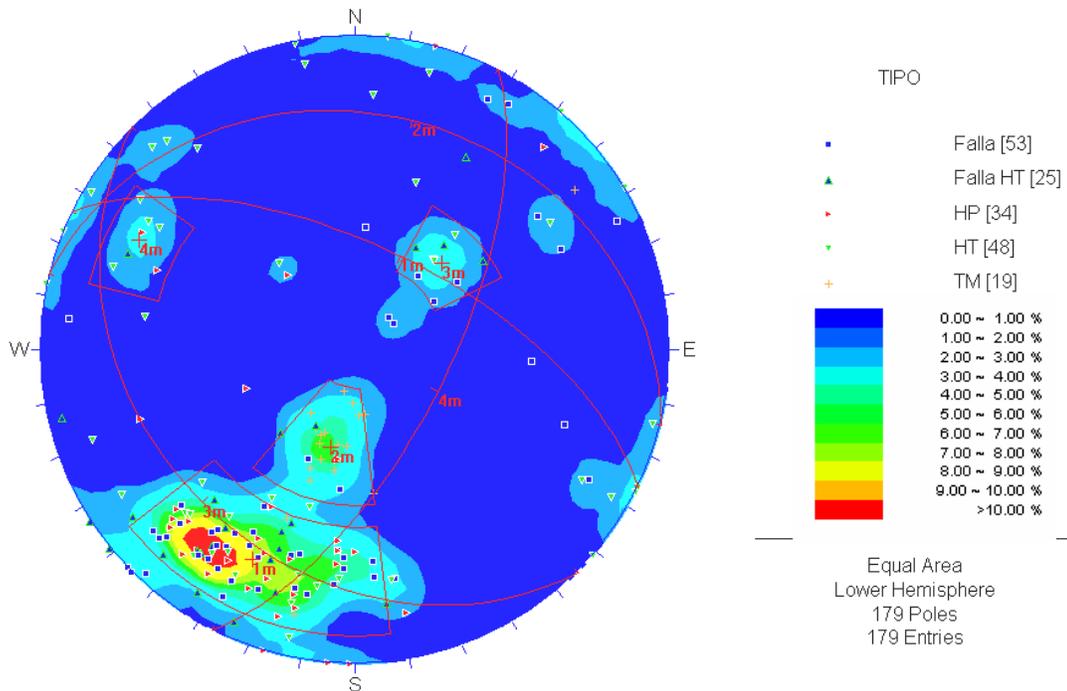


Figura 3.5. Diagrama de densidad de polos de estructuras mayores interpretadas en los niveles de Producción y UCL, incluyendo los sistemas estructurales definidos, mina Diablo Regimiento. Escala de colores cada 1% de densidad de polos (179 planos).

III.2.2.1. Caracterización de las Estructuras Interpretadas de Traza Mayor a 30 m Presentes en la Mina Diablo Regimiento

En la tabla 3.3 se presenta las características más importantes de las estructuras interpretadas de traza mayor a 30 m presentes en los niveles de Producción y UCL de la mina Diablo Regimiento, incluyendo la cantidad de estructuras por tipo genético, los rellenos mineralógicos típicos, los espesores máximos y mínimos y la planaridad.

Tabla 3.3. Características de las Estructuras interpretadas con traza mayor a 30 m en los Niveles Producción y UCL, mina Diablo Regimiento.

Nivel	Tipo de Estructura Mayor	Cantidad de estructuras	Relleno Mineralógico Típico	Espesor Típico (cm)		Planaridad
				Mín	Máx	
Producción	Fallas y Fallas HT	36	Ys-Anh-Cpy	0,5	5	Planas a ondulosas
	Vetilla Mayor HT	30	Anh-Cpy-Ys-Py	0,5	2	Planas a ondulosas
	Vetilla Mayor HP	24	Cpy-Py ± Anh	0,5	2	Planas a ondulosas
	Vetilla Mayor TM	13	Qz-Anh-Cpy/Mo en sutura	1	3	Planas a ondulosas
Hundimiento (UCL)	Fallas y Fallas HT	42	Ys-Anh-Cpy-Mo	0,5	2	Planas a ondulosas
	Vetilla Mayor HT	18	Anh-Ys-Cpy-Qz	0,5	3	Planas a ondulosas
	Vetilla Mayor HP	10	Cpy-Py ± Qz ± Anh	0,5	3	Planas a ondulosas
	Vetilla Mayor TM	6	Qz ± Anh - Cpy/Mo en sutura	1	3	Planas a ondulosas

Nota: Ys = Yeso, Anh = Anhidrita, Cpy = Calcopirita, Py = Pirita, Mo = Molibdenita, Qz = Cuarzo.

III.2.3. Análisis de Estructuras Intermedias en la mina Diablo Regimiento

A continuación se muestran los resultados del análisis de las estructuras intermedias mapeadas al mes de Noviembre de 2004 en los niveles de Producción y de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento, por separado (figuras 3.6 y 3.7).

Las estructuras mapeadas a escala 1:1000 en la mina Diablo Regimiento corresponden a Vetillas TM, Vetillas HP, Vetillas HT, Vetillas Falladas HT y Diques de Cuarzo.

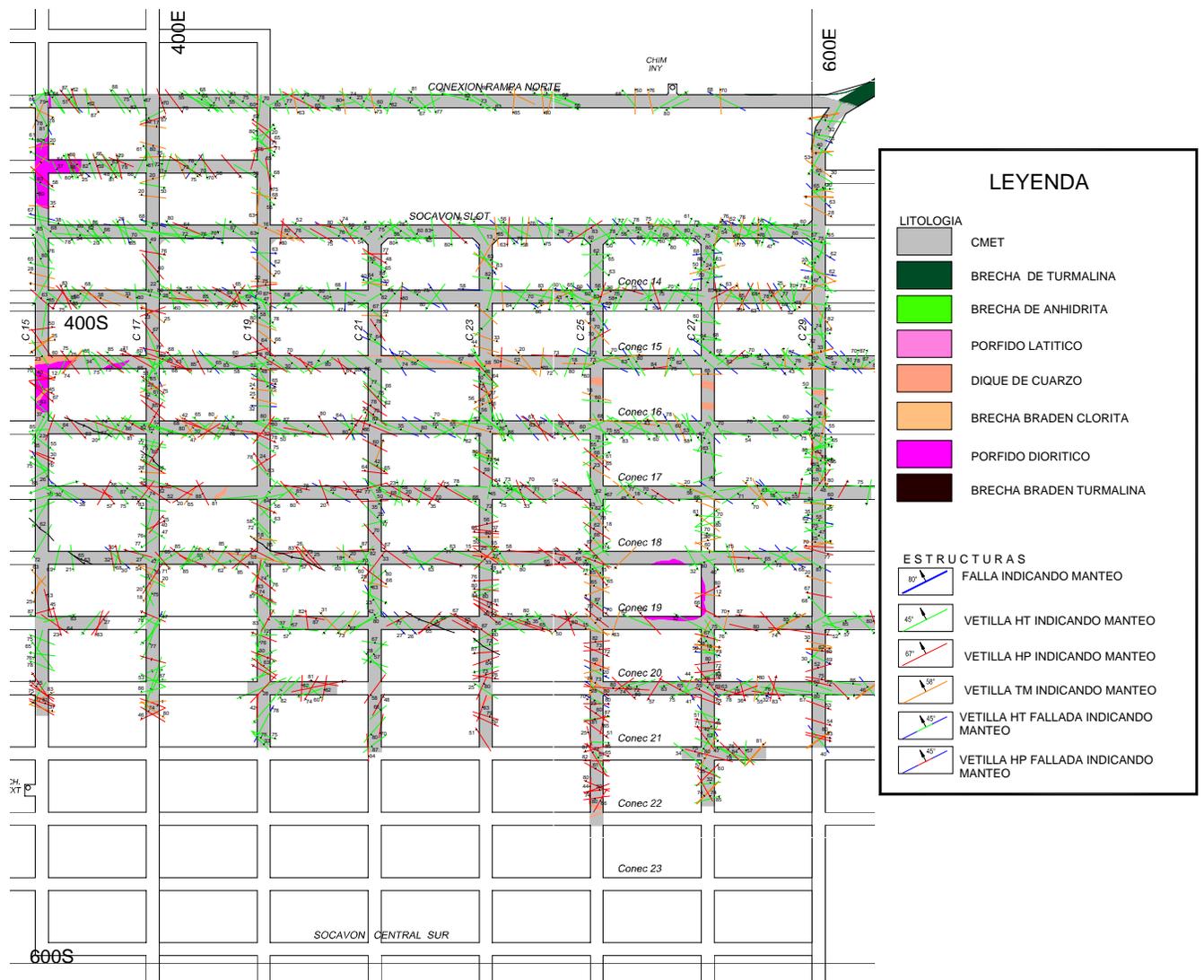


Figura 3.6. Plano geológico del nivel de Hundimiento de la mina Diablos Regimiento, que muestra las estructuras intermedias presentes. Coordenadas Mina cada 200 m (A partir de Quezada y González, 2004).

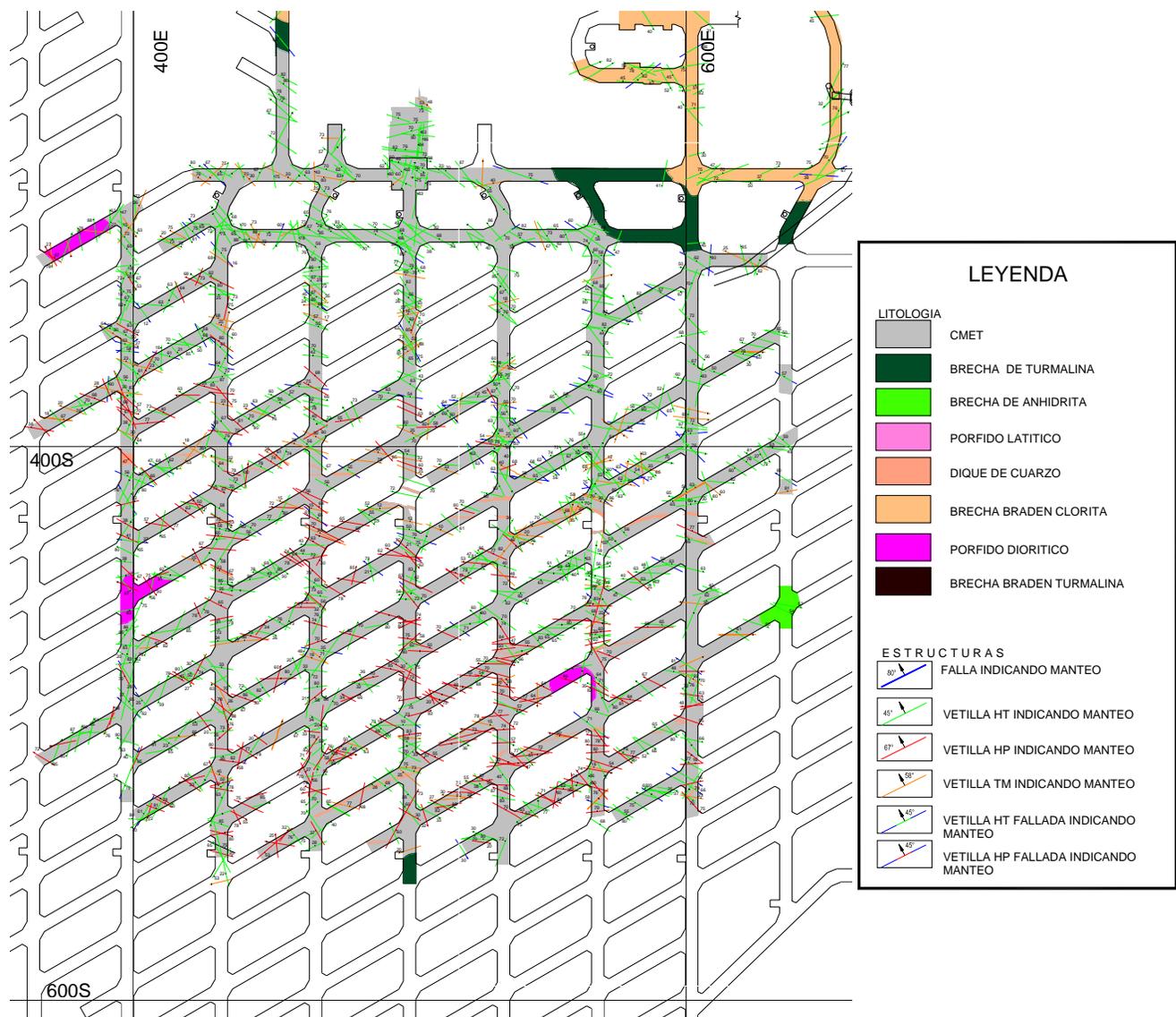


Figura 3.7. Plano geológico del Nivel de Producción de la mina Diablos Regimiento, que muestra las estructuras intermedias presentes. Coordenadas Mina cada 200 m (A partir de Quezada y González, 2004).

III.2.3.1. Análisis de Estructuras Intermedias en el Nivel de Hundimiento de la mina Diablos Regimiento

III.2.3.1.1. Análisis General

A partir de los resultados del análisis de todas las estructuras intermedias reconocidas el Nivel de Hundimiento (Figura 3.8) se infiere que:

- De un total de 1241 estructuras intermedias mapeadas, la mayor abundancia corresponde a vetillas HT, seguida de las vetillas HP y las vetillas TM. Las estructuras menos abundantes en el mapeo son las vetillas HT falladas.

- Se definieron cinco sets estructurales, uno principal, tres secundarios y uno menor (figura 3.8), que representan en total un **42%** de las estructuras intermedias mapeadas en el nivel. En la Tabla 3.4 se presenta la orientación estimada y la variabilidad de los sets definidos, y el tipo genético de las estructuras pertenecientes a cada set.
- Las diferencias más notables entre los estereogramas relativos a las estructuras interpretadas y las estructuras intermedias ocurren en cuanto a la abundancia relativa de fallas y de vetillas HT falladas, la cual es mucho más altas a nivel de estructuras interpretadas. De hecho en el estereograma de las estructuras interpretadas (figura 3.5) hay un sistema (3m) que no aparece a las demás escalas y que contiene principalmente vetillas HT falladas y fallas.

Tabla 3.4. Sistemas estructurales definidos para las estructuras intermedias presentes en el Nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento.

Set Estructural	%	Rumbo	Manteo	Tipo de Estructuras Predominantes
Principal (1m)	23,8%	N60°W ± 25°	68°N ± 15°	Vetillas HT, Vetillas HP y Vetillas HT Falladas
Secundario (2m)	3,9%	N67°W ± 12°	22°N ± 12°	Vetillas TM
Secundario (3m)	7,3%	N24°E ± 19°	87°E ± 15°	Vetillas HT, Vetillas HP y Vetillas TM
Secundario (4m)	4,4%	N75°E ± 13°	86°S ± 10°	Vetillas HT
Menor (5m)	2,3%	N30°W ± 9°	87°S ± 9°	Vetillas HT, Vetillas HP y Vetillas HT Falladas

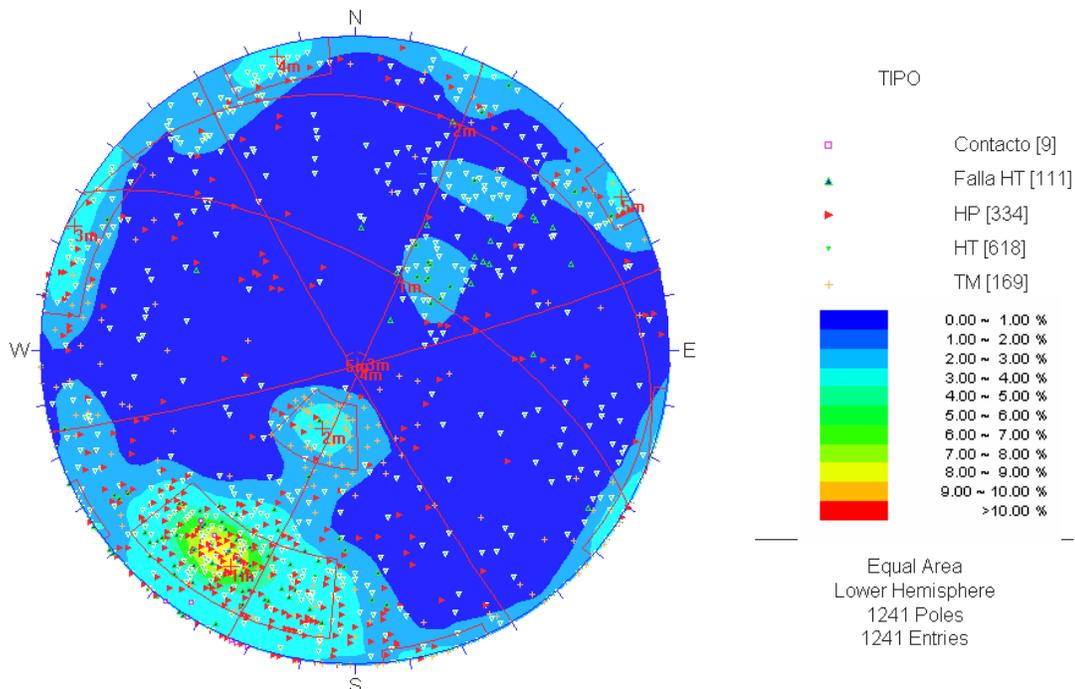


Figura 3.8. Diagrama de densidad de polos de estructuras intermedias presentes en el nivel UCL, incluyendo los sets estructurales definidos, mina Diablo Regimiento. El tipo Contacto se refiere a la disposición de los diques de cuarzo, de diorita y de guijarros presentes en el nivel. Escala de colores cada 1% de densidad de polos (1241 planos).

III.2.3.1.2. Análisis por Tipos de Estructura

Se realizó el mismo análisis anterior para las vetillas TM, HP y HT y para las vetillas HT falladas por separado. A continuación se presentan dichos resultados en la Tabla 3.5 y en la figura 3.9. En el Anexo XI se muestran los diagramas de polos de las estructuras intermedias separadas por tipo genético.

El sistema principal, de orientación NW/60-90°N (1m en la Tabla 3.4 y en la Figura 3.8) está dado por estructuras de los tipos genéticos HT, HP y vetillas HT falladas. Los sets secundarios varían para cada tipo genético, pero son de mucha menor importancia que el sistema principal, como lo indican sus porcentajes relativos en la Tabla 3.4. El Sistema NNE/Subvertical (3m en la Tabla 3.4 y en la Figura 3.8) está conformado por vetillas HT y en menor porcentaje vetillas TM. En cuanto a las vetillas HT Falladas, además del set NW/60-90°N muestran un sistema de orientación aproximada N45°W/30°S, completamente distinta en manto a la de los sets definidos por los demás tipos de estructuras.

Con respecto a las vetillas TM (figura 3.9a) se observa marcadamente un set principal de disposición N60-80W/25-45°N, en el cual no aparecen los demás tipos de estructuras. A esta escala de mapeo, las estructuras TM representan el set subhorizontal del sector. De acuerdo al relativamente pequeño porcentaje que representa este tipo genético, es probable que este set subhorizontal tenga espaciamientos muy superiores a los de los demás sets.

Tabla 3.5. Características de las estructuras intermedias presentes en el nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento, incluyendo los sets definidos (ver Figura 3.7).

Tipo	%	Espesor típico (cm)			Relleno Mineral Típico	Sets definidos		
		Mín	Máx	Típico		Nº	Rumbo	Manteo
TM	13.6%	0,5 – 1	2 - 2,5	1	Qz – Anh - (Cpy - Mo ± Py) en sutura	1TM	N76°W ± 25°	24°N ± 16°
						2TM	N8°E ± 17°	80°E ± 15°
						3TM	N40°E ± 10°	88°N ± 10°
HP	26.9%	0,3 – 0,5	0,8 - 1	0,5	Cpy - Py ± Qz ± Anh	1HP	N63°W ± 23°	72°N ± 31°
HT	49.8%	0,2	0,3 – 0,5	0,3	Anh – Ys - Cpy - Qz - Py ± Mo ± Cb ± Clo	1HT	N60°W ± 25°	65°N ± 22°
						2HT	N71°E ± 17°	84°S ± 16°
						3HT	N27°E ± 17°	87°S ± 16°
Falla HT	8.9%	0,5 – 1	1 – 3	1	Ys- Anh - Cpy - Py - Qz - Mo ± Cb ± Clo ± Ten	1FHT	N50°W ± 30°	69°N ± 30°
						2FHT	N43°W ± 15°	31°S +/- 15°

En cuanto a su planaridad, las estructuras mapeadas son mayoritariamente planas a ondulosas.

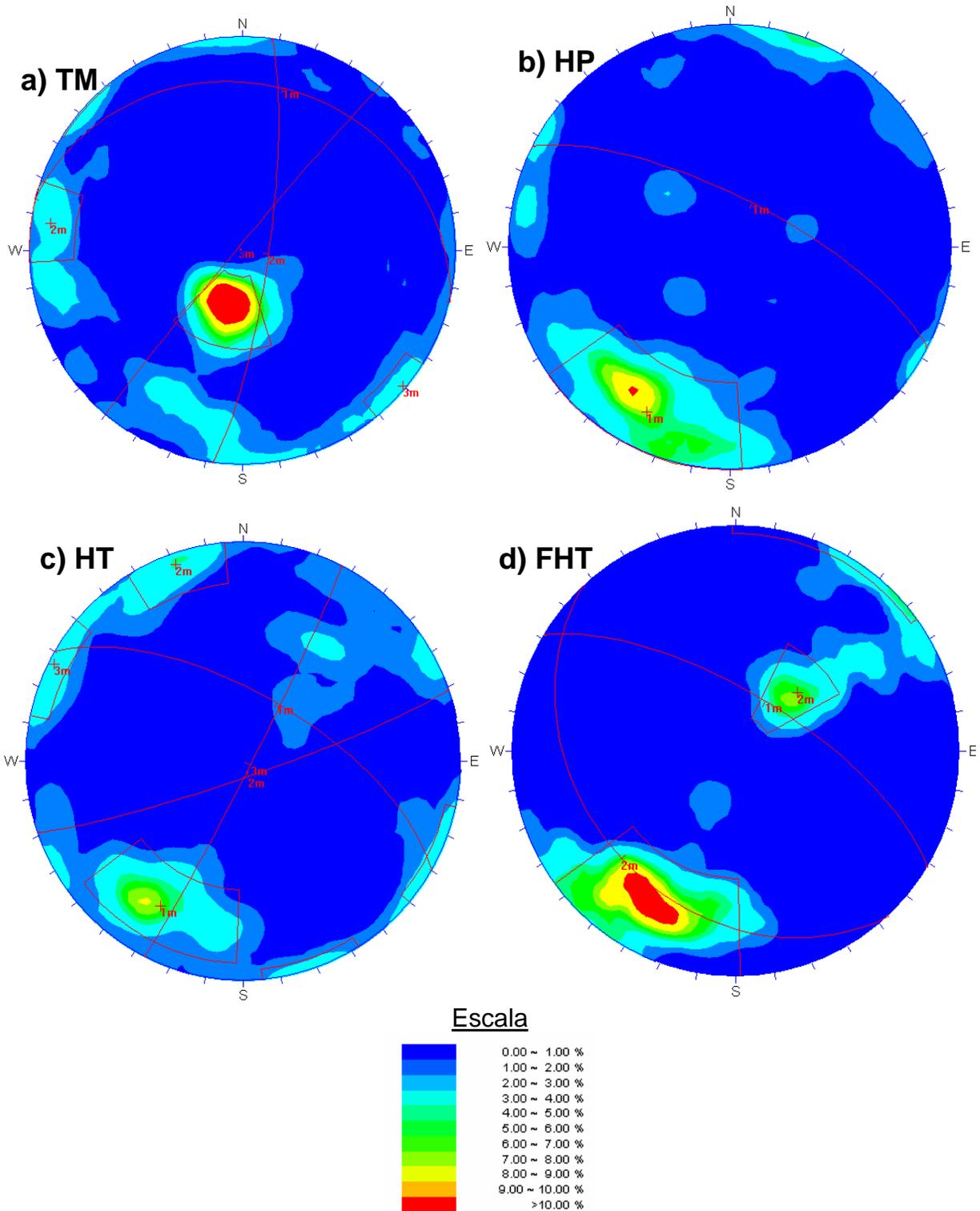


Figura 3.9. Diagramas de densidad de polos de las estructuras intermedias mapeadas en el nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento. Se muestra los sistemas estructurales definidos para cada tipo genético. a) Vetillas TM (169 planos); b) Vetillas HP (334 planos); c) Vetillas HT (618 planos); d) Vetillas HT Falladas (111 planos). Red equiareal; curvas de densidad de polos cada 1%.

III.2.3.2. Análisis de Estructuras Intermedias en el Nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento

III.2.3.2.1. Análisis General

Del total de estructuras intermedias mapeadas en el nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento se puede concluir de manera general lo siguiente:

- Del total de 1178 estructuras intermedias mapeadas, la mayor abundancia corresponde a las vetillas HT, seguida de las Vetillas HP y de las Vetillas TM. Las estructuras menos abundantes son las Vetillas HT Falladas, y la única fractura mapeada.
- Se definieron cuatro sets estructurales, uno principal (1m), dos secundarios (2m y 3m) y uno menor (4m; Figura 3.10), que en conjunto representan el 47% de las estructuras mapeadas en el nivel. En la Tabla 3.6 se presenta la orientación de estos sistemas, y el tipo genético de estructuras pertenecientes a cada set.
- La disposición de las estructuras es similar a la encontrada en el nivel de Hundimiento, y los sistemas definidos son equivalentes.

Al comparar las figuras 3.8 y 3.10, y las tablas 3.4 y 3.6 se puede concluir que los sistemas principales definidos para las estructuras intermedias son esencialmente los mismos en ambos niveles.

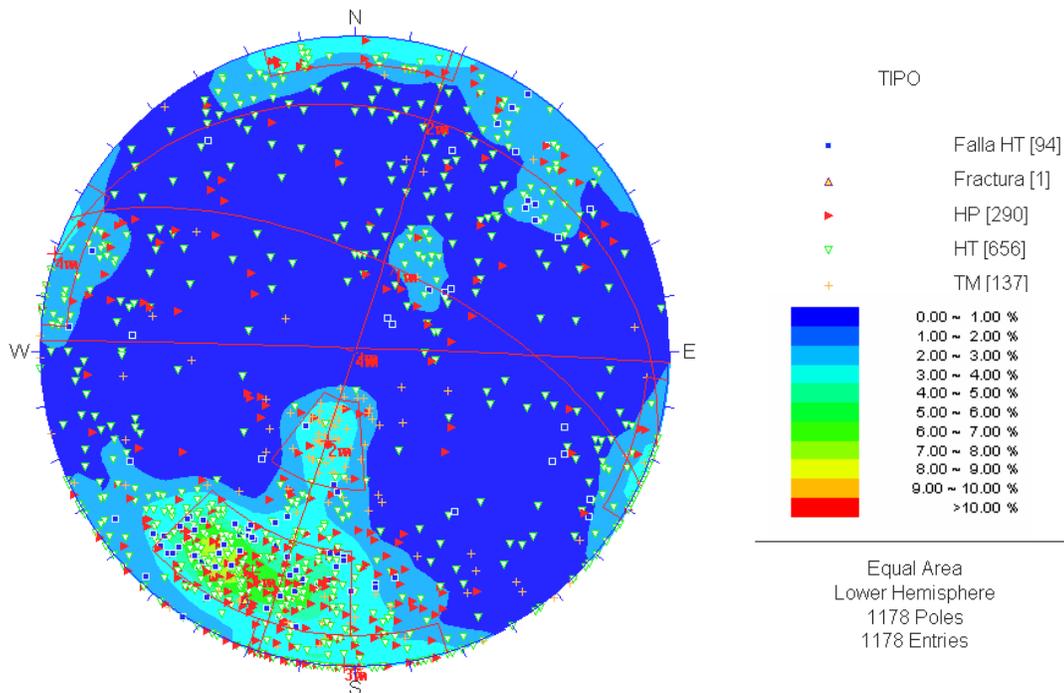


Figura 3.10. Diagrama de densidad de polos correspondiente a las estructuras intermedias mapeadas en el nivel Producción mina Diablo Regimiento. Escala de colores cada 1% de densidad de polos (1178 planos).

Tabla 3.6. Sistemas estructurales definidos para las estructuras intermedias mapeadas en el Nivel Producción, mina Diablo Regimiento.

Set Estructural	%	Rumbo	Manteo	Tipo de Estructuras Predominantes
Principal (1m)	26,1%	N65°W ± 23°	66°N ± 17°	Vetillas HT, Vetillas HP y Fallas HT
Secundario (2m)	4,9%	N73°W ± 12°	24°N ± 12°	Vetillas TM
Secundario (3m)	11,7%	N88°W ± 21°	89°N ± 13°	Vetillas HT y Vetillas HP
Menor (4m)	4,2%	N18°E ± 15°	SV ± 13°	Vetillas HT

Se observa además que a nivel de estructuras intermedias y mayores se repiten los mismos tres sistemas principales, uno de orientación aproximada N60°W/65°N, otro de orientación N60°W/20°N y otro de orientación N10°W/Subvertical.

III.2.3.2.2. Análisis por Tipo de Estructura

Se realizó el mismo análisis anterior para las vetillas TM, HP y HT y para las vetillas HT falladas por separado. A continuación se presentan dichos resultados en la Tabla 3.7 y en la Figura 3.11.

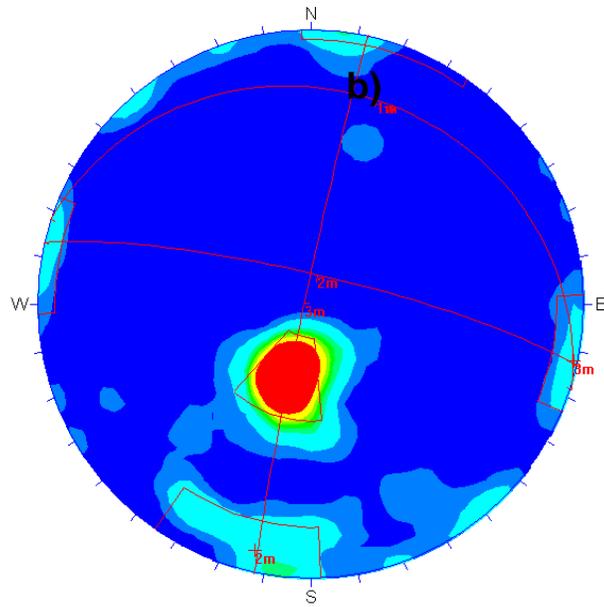
Los sets estructurales presentan esencialmente las mismas características que los definidos en el nivel de Hundimiento, como lo muestra la Figura 3.11. La mayor diferencia que puede apreciarse con respecto al nivel de Hundimiento es la orientación del set NNE/SV (3m en la Figura 3.8 y 4m en la Figura 3.10), el cual en el nivel de Producción está conformado sólo por vetillas HT, mientras que en el nivel de Hundimiento presenta vetillas HT, HP y TM, en orden relativo de importancia.

Con respecto a la abundancia relativa de vetillas intermedias HP y HT en los distintos sectores de la mina Diablo Regimiento, se puede observar que en la parte sur del sector inicial de la mina Diablo Regimiento (al sur de la coordenada 400S; ver Figuras 3.6 y 3.7) predominan las vetillas HP por sobre las HT, y al norte predominan la HT.

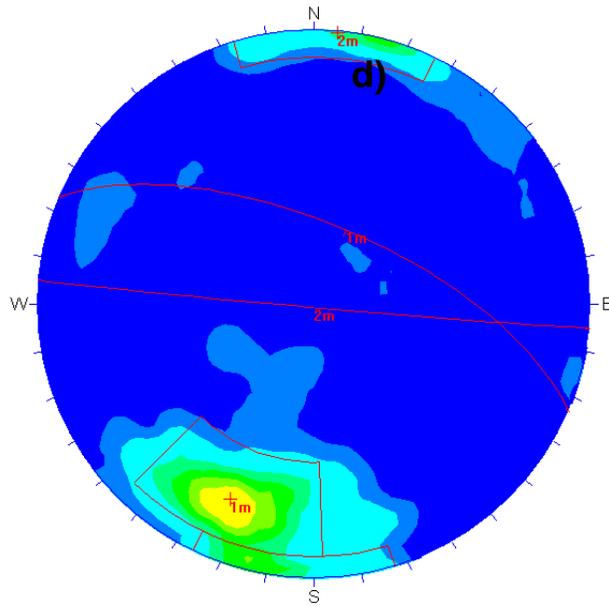
Tabla 3.7. Características de las estructuras intermedias presentes en el nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento.

Tipo	%	Espesor típico (cm)			Relleno Mineral Típico	Sets definidos (ver figura III.9)		
		Mín	Máx	Típico		Nº	Rumbo	Manteo
TM	11,6%	1	2 - 3	1 - 2	Qz - Anh - (Mo +/-Cpy) en sutura +/- Py	1m	N72°W +/- 13°	23°N +/- 13°
						2m	N77°W +/- 20°	81°N +/- 17°
						3m	N12°E +/- 15°	88°W +/- 14°
HP	24,6%	0,1 - 0,3	0,5 - 1	0,5 - 0,8	Cpy - Py - Anh +/- Qz +/- Mo	1m	N67°W +/- 24°	66°N +/- 24°
						2m	N85°W +/- 24°	89°S +/- 20°
HT	55,7%	0,2 - 0,5	0,3 - 1	0,2 - 0,5	Anh - Ys - Cpy - Qz - Py +/- Cb +/- Clo +/- Mo	1m	N63°W +/- 23°	66°N +/- 18°
						2m	N23°E +/- 15°	SV +/- 15°
						3m	N87°E +/- 22°	SV +/- 22°
Falla HT	8,0%	1	3	1,5	Ys - Cpy - Anh - Py - Qz - Py +/- Cb +/- Mo	1m	N64°W +/- 27°	63°N +/- 20°
						2m	N37°W +/- 8°	62°S +/- 8°
Fractura	0,1%							

a)



c)



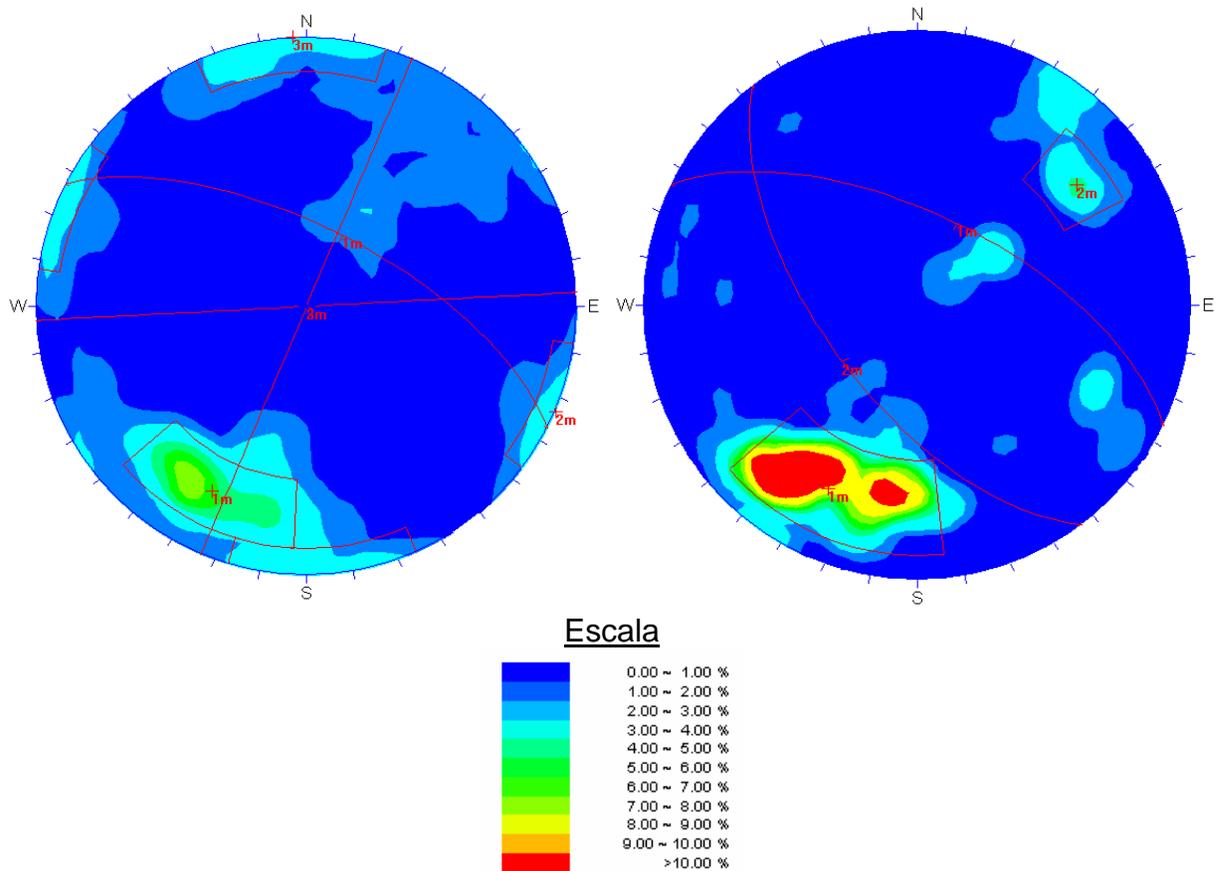


Figura 3.11. Diagramas de densidad de polos de las estructuras intermedias mapeadas en el nivel de Producción de la mina Diablo Regimiento. Se muestra los sistemas estructurales definidos para cada tipo genético. a) Vetillas TM (137 planos); b) Vetillas HP (290 planos); c) Vetillas HT (656 planos); d) Vetillas HT Falladas (94 planos). Red equiareal; curvas de densidad de polos cada 1%.

III.2.4. Análisis de Estructuras Mapeadas mediante Línea de Detalle en los pilares de la mina Diablo Regimiento

Dentro del área de estudio se realizó un muestreo estructural mediante líneas de detalle en 6 pilares del tipo litológico CMET (Tabla 3.8 y Figura 3.12). La información recolectada sirvió para la caracterización de las estructuras menores presentes en el área y para la clasificación geotécnica de la zona de estudio. El único antecedente de mapeo de detalle en la zona sur del yacimiento corresponde al trabajo de Rodrigo (1999), quien efectuó un mapeo mediante líneas de detalle en la mina 4-Regimiento, aproximadamente a 170 m sobre la mina Diablo Regimiento.

Las líneas de detalle mapeadas tienen en total una longitud de 140,8 m, y permitieron el levantamiento de 375 estructuras. La base de datos obtenida se muestra en el Anexo I. Las labores a mapear fueron seleccionadas de acuerdo a la disponibilidad de las labores en la mina. Para esto se eligió pilares del nivel de Hundimiento exclusivamente, debido a que casi la totalidad de las galerías del nivel de Producción se encuentran fortificadas con *shotcrete*. Los pilares fueron elegidos de acuerdo a la programación temporal de la tronadura, de modo de poder remapear las líneas en distintas etapas de la socavación, y equivalentemente a distintas distancias del frente de hundimiento, dado que éste avanza hacia el suroeste. La información recolectada mediante líneas de detalle se analizó por cada uno de los seis pilares escogidos.

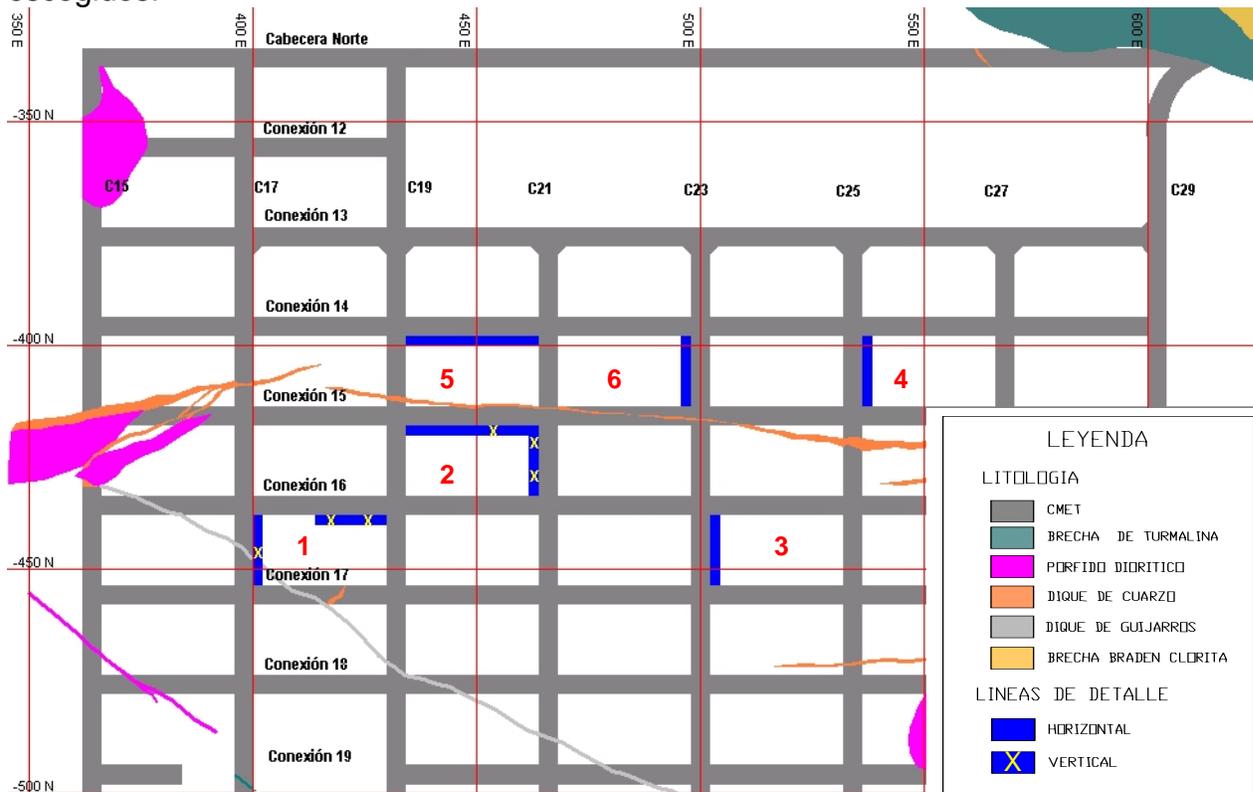


Figura 3.12. Ubicación de las líneas de detalle realizadas en este trabajo. En rojo se muestran los números usados para referirse a cada pilar.

Tabla 3.8. Ubicación de las líneas de detalle efectuadas en el nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento.

Línea	Azimut / Buzamiento	Labor	Ubicación Aproximada (coordenadas Mina)		Largo (m)	Nº de discontinuidades
			Inicio	Fin		
1	NS / 0	Calle 17 Fw ¹ entre Conexiones 16 y 17	(-441 N; 400 E)	(-452 N; 400 E)	11	53
2	N7°W / 0	Calle 23 Fw entre Conexiones 16 y 17	(-440 N; 502 E)	(-453N; 502E)	13	42
3	N5°W / 1°N	Calle 25 Fw entre Conexiones 14 y 15	(-399 N; 536 E)	(-412 N; 536 E)	13	34
4	N10°E / 2°S	Calle 23 Hw ² entre Conexiones 14 y 15	(-398,5 N; 498 E)	(-412,2 N; 498 E)	13,7	44
5	N4°E / 1°N	Calle 21 Hw entre Conexiones 15 y 16	(-419 N; 464 E)	(-432,1 N; 464 E)	13,1	41
6	N80°E / 0	Conexión 14 Sur entre Calles 21 y 19	(-398,1 N; 462,1 E)	(-398,1 N; 438E)	24	44
7	N74°W / 0	Conexión 15 Sur entre Calles 21 y 19	(-418 N; 460,9 E)	(-418 N; 436,9 E)	24	68
8	N87°W / 2°S	Conexión 16 Sur entre Calles 17 y 19	(-434 S; 430,3 E)	(-434 S; 416,3 E)	14	35
9	NS / 90°E	Calle 21 Hw entre Conexiones 15 y 16	(-430,4 N; 464 E)	(-430,4 N; 464 E)	3	3
10	EW / 69°E	Calle 21 Hw entre Conexiones 15 y 16	(-421,9 N; 464 E)	(-421,9 N; 464 E)	3	2
11	NS / 82°S	Conexión 15 Sur entre Calles 21 y 19	(-418 N; 452,6 E)	(-418 N; 452,6 E)	3,1	3
12	NS / 90°S	Calle 17 Fw entre Conexiones 16 y 17	(-433,8 N; 400 E)	(-433,8 N; 400 E)	2,8	2
13	NS / 70°S	Conexión 16 Sur entre Calles 19 y 17	(-434 N; 425,9 E)	(-434 N; 425,9 E)	3,1	4

III.2.4.1. Metodología de Levantamiento de Información Geotécnica de Galerías Mediante Líneas de Detalle (modificado de Superintendencia Geología, 2003)

La técnica de mapeo por línea de detalle modificada de Villaescusa (1991) consiste en un levantamiento riguroso de discontinuidades en una dimensión por lugar de muestreo, donde los sesgos de muestreo se reducen al máximo. El método consiste en estirar una huincha sobre la superficie expuesta y tomar las medidas y los datos de interés de cada estructura que intersecte la línea. Para caracterizar idealmente cada área de estudio, los lugares de muestreo se seleccionan aleatoriamente con tres direcciones ortogonales de la misma longitud (Villaescusa, 1991). Esta condición ideal no siempre es posible de cumplir debido a que hay que adaptarse a una geometría de diseño minero dada. De acuerdo a la información geotécnica requerida, se toman diversos parámetros que se incorporan a una hoja de

¹ Fw: *Foot wall*. Se refiere históricamente al lado más cercano a la Brecha Braden. Actualmente se utiliza como el lado Este en toda la mina.

² Hw: *Hanging wall*. Se refiere históricamente al lado más lejano a la Brecha Braden. Actualmente se usa como el lado Oeste en toda la mina

III.2.4.2. Análisis General de los Resultados del Mapeo Mediante Líneas de Detalle

En las figuras 3.13, 3.14 y 3.15 se muestra la orientación de las estructuras mapeadas en líneas de detalle por cada pilar.

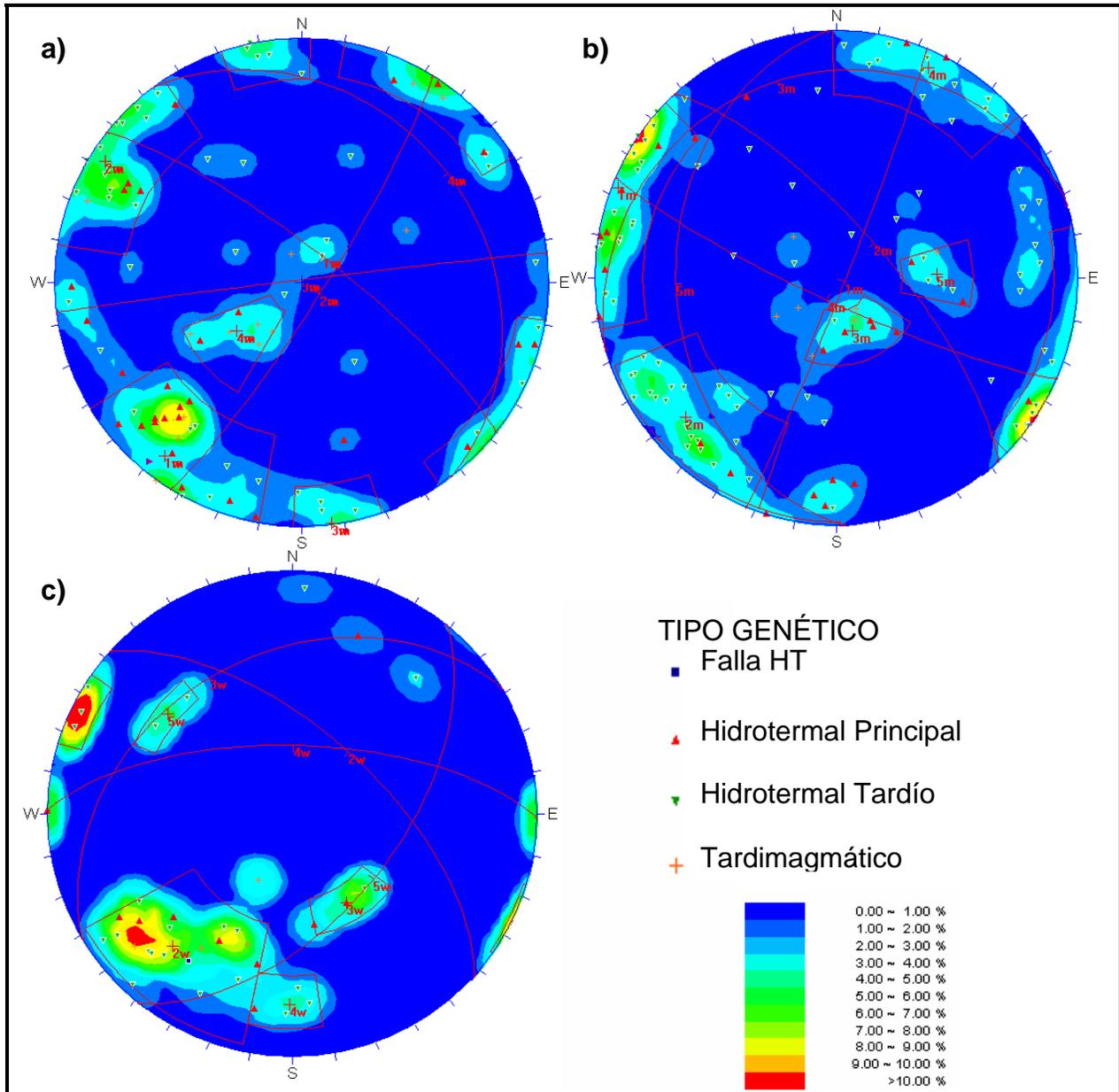


Figura 3.13. Diagrama de Densidad de Polos de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle y los sets estructurales definidos. a) Pilar (1) C17-19/Cx16-17 (89 polos; tres líneas mutuamente ortogonales). b) Pilar (2) C19-21/Cx15-16 (115 polos; tres líneas mutuamente ortogonales). c) Pilar (3) C23-25/Cx 16-17 (38 polos; línea de detalle unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). Red Equiareal, líneas de contorno cada 1%.

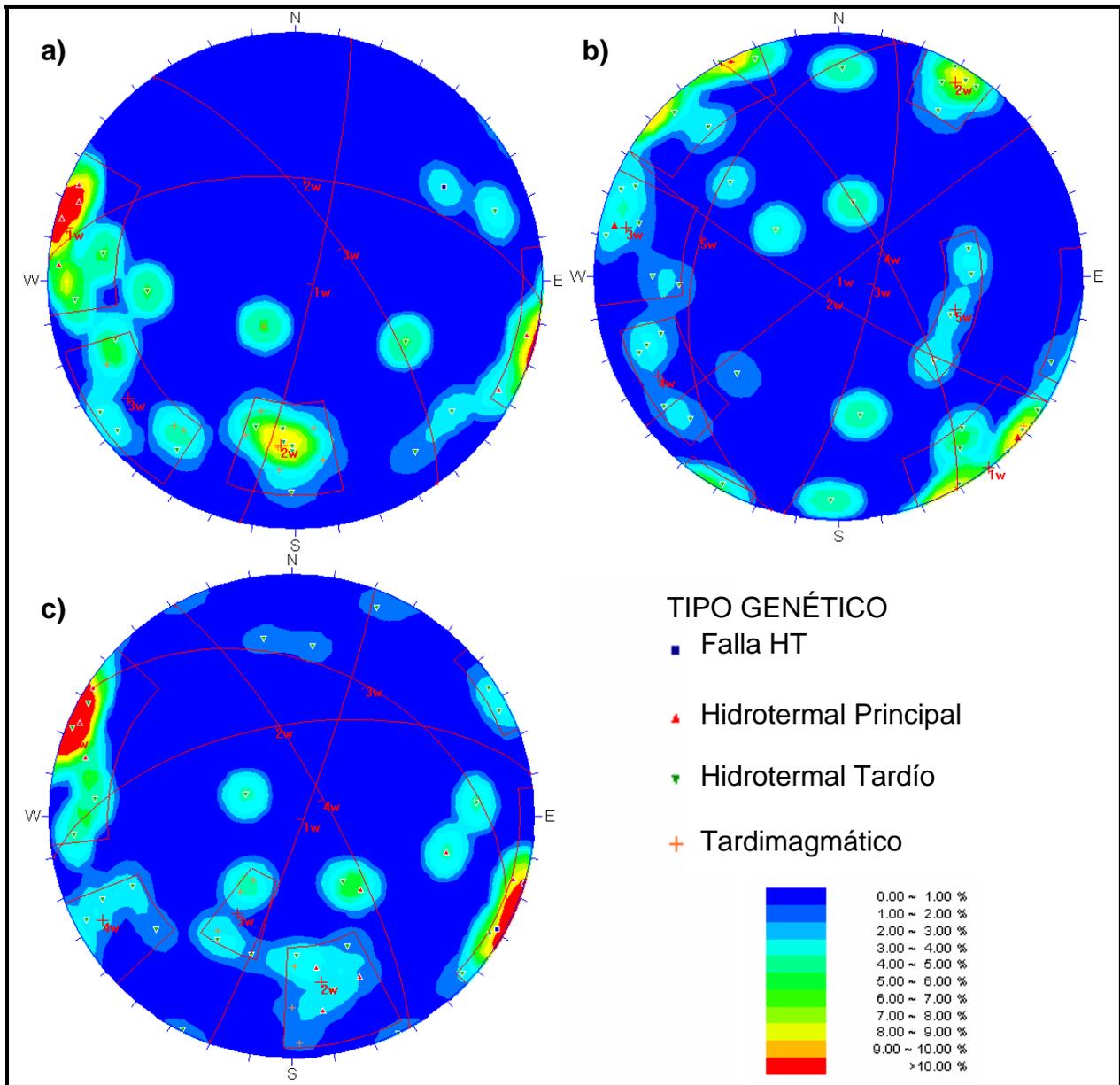


Figura 3.14. Diagramas de Densidad de Polos de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle y los sets estructurales definidos. a) Pilar (4) C25-27/Cx14-15 (34 polos; línea unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). b) pilar (5) C19-21/Cx14-15 (43 polos; línea de detalle unidireccional; corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). c) Pilar (6) C21-23/Cx14-15 (42 polos; línea unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). Red Equiareal, líneas de contorno cada 1%.

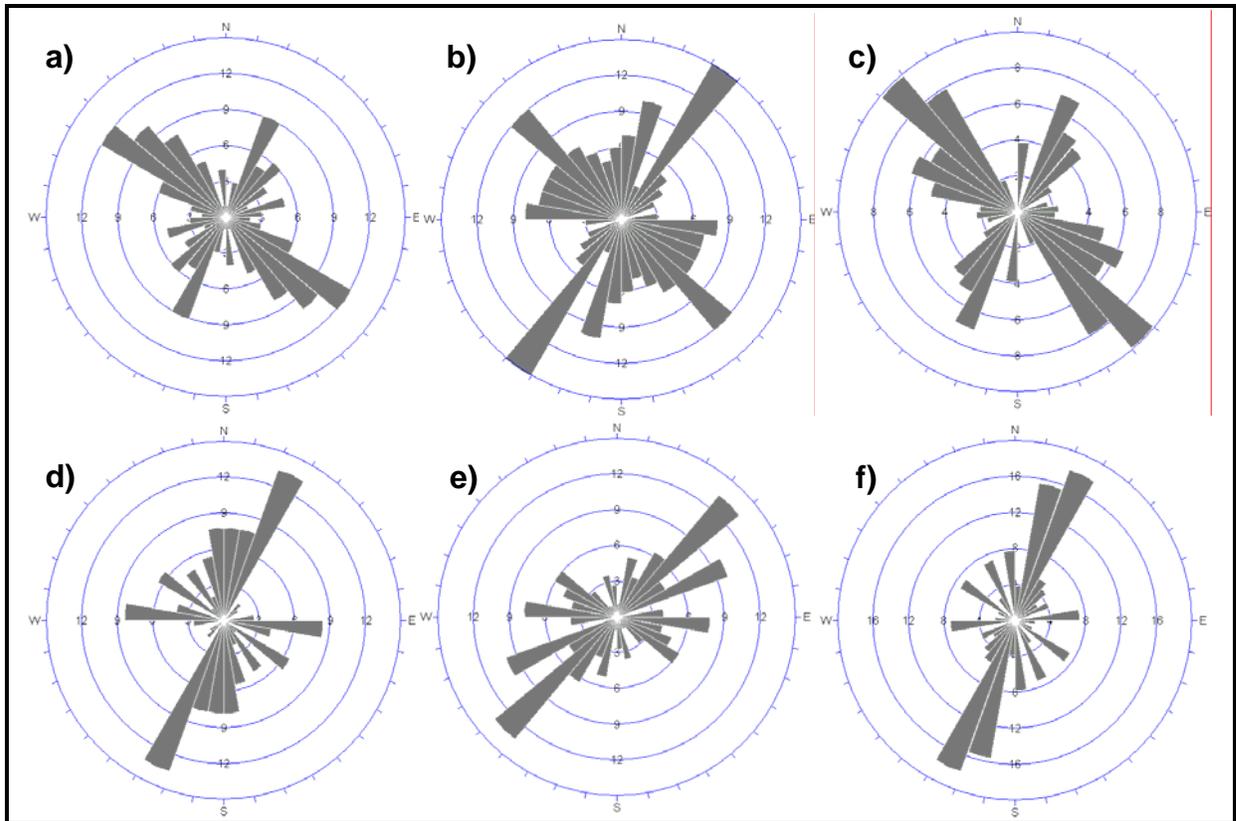


Figura 3.15. Diagramas de Rosetas de Rumbos de las estructuras mapeadas mediante línea de detalle. a) Pilar (1) C17-19/Cx16-17 (tres líneas ortogonales). b) Pilar (2) C19-21/Cx15-16 (tres líneas ortogonales). c) Pilar (3) C23-25/Cx16-17 (línea de detalle unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). d) Pilar (4) C25-27/Cx14-15 (línea de detalle unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). e) Pilar (5) C19-21/Cx14-15. (línea de detalle unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$). f) Pilar (6) C21-23/Cx14-15 (línea de detalle unidireccional, corrección de Terzaghi con $\alpha = 15^\circ$).

A grandes rasgos es posible apreciar que el sistema estructural NNE/Subvertical está presente en todos los pilares, como set principal o secundario. El sistema NW/60-90° no aparece claramente en todos los pilares a esta escala, lo cual se debería a la cantidad relativamente pequeña de estructuras consideradas en los estereogramas de las líneas unidimensionales. La disposición de las estructuras en los pilares 4, 5 y 6 parecen diferir de los pilares 1, 2 y 3, pero esto se debe probablemente a lo mismo, dado que en terreno fue posible reconocer visualmente los mismos sets en todos los pilares.

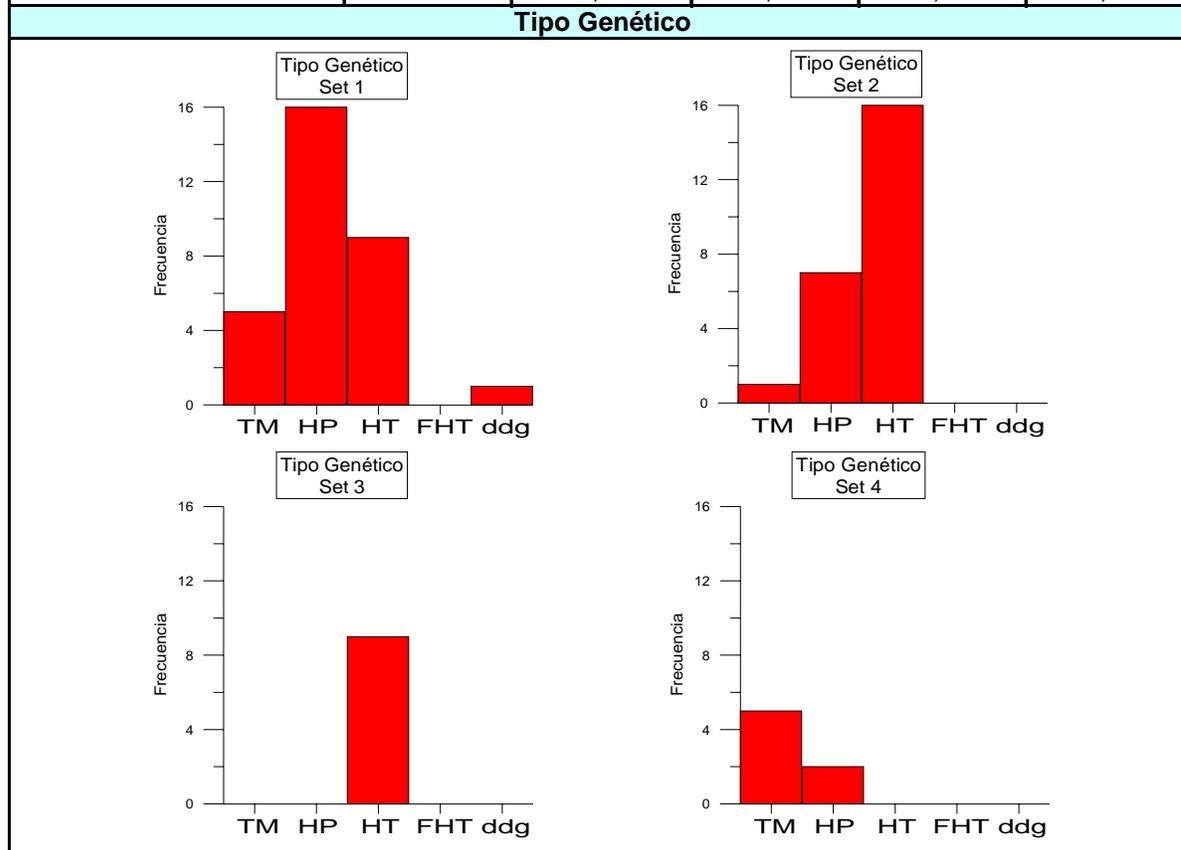
A continuación se presenta un resumen con las características de las estructuras mapeadas por pilar, incluyendo los sets definidos, y el tipo genético por cada sistema. En el anexo III se adjunta además el tipo geotécnico, la rugosidad, el espesor, la traza y el tipo de terminación por cada sistema, de acuerdo a lo señalado anteriormente. El Tipo Geotécnico se refiere a la clasificación de las estructuras en “blandas”, “semi-blandas” y “duras” de Brzovic y Benado (2003), que

se muestra en el Anexo II. En el anexo III se explica también el cálculo de los límites de Variabilidad y de Confiabilidad y la constante de Fisher.

Resumen de las Características de los Sets Estructurales definidos en los Pilares muestreados mediante líneas de detalle en el Nivel de Hundimiento

Pilar (1) ubicado entre las Calles 17 y 19, y entre las conexiones 16 y 17

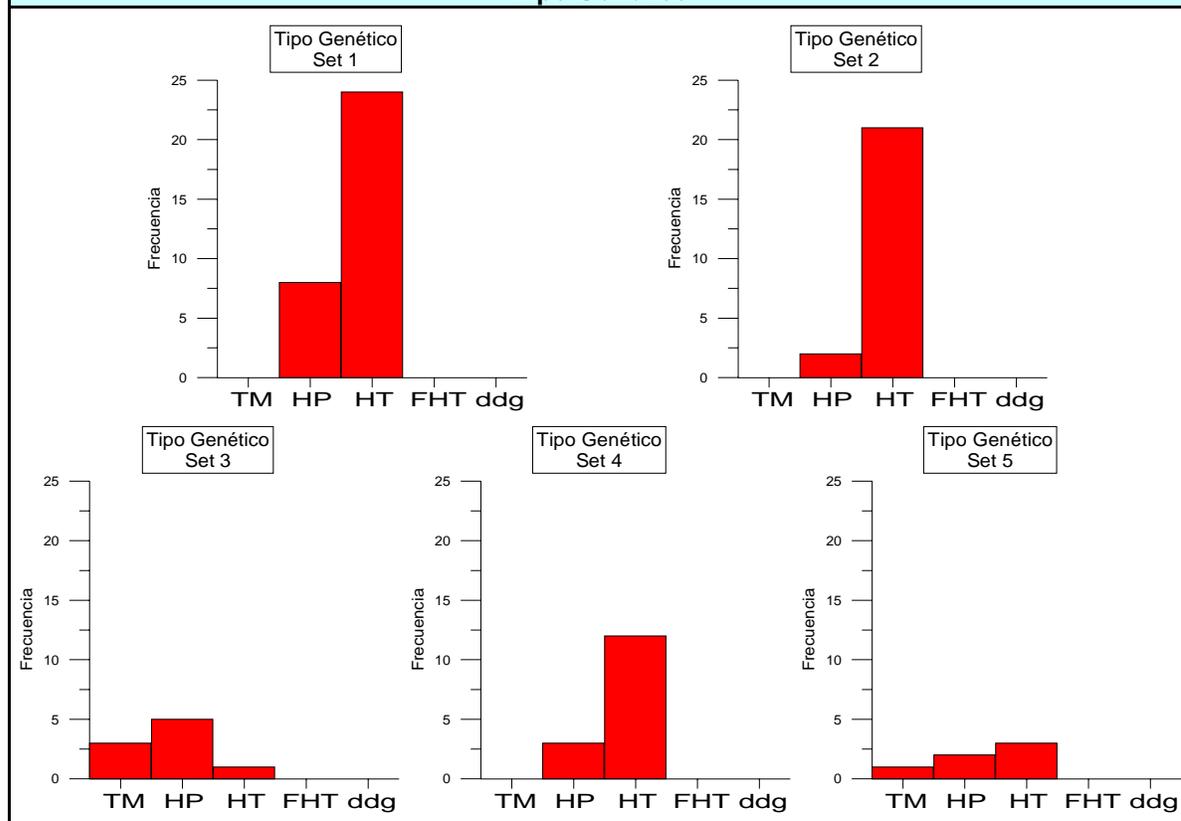
Total de estructuras		89				
Total de estructuras en sets		71				
% de estructuras en sets		79,8%				
Set		Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	
Número de estructuras		31	24	9	7	
%		34,8%	27,0%	10,1%	7,9%	
Polo (°)	Dip	79	83	89	27	
	DipDir	38	122	353	53	
K Fisher		19	27	52,6	56,5	
Límite de Variabilidad 95,44% (°)		33,2	27,7	19,7	19	
Límite de Confiabilidad 95,44% (°)		6	5,7	6,6	7,2	
Espesor de las estructuras (cm)	Mínimo	Moda	0,10	0,10	0,10	0,10
		Prom	0,38	0,14	0,11	0,31
		Desv Est	0,87	0,07	0,04	0,34
	Máximo	Moda	0,50	0,50	0,50	0,50
		Prom	0,60	0,33	0,32	0,81
		Desv Est	0,57	0,22	0,14	0,87
Traza (m)	Prom	2,56	2,35	3,17	3,44	
	Desv Est	0,81	0,88	0,87	1,90	



Pilar (2) ubicado entre las Calles 19 y 21 y entre las conexiones 15 y 16

Total de estructuras		115					
Total de estructuras en sets		85					
% de estructuras en sets		73,9%					
Set		Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	Set 5	
Número de estructuras		32	23	9	15	6	
%		27,8%	20,0%	7,8%	13,0%	5,2%	
Polo (°)	Dip	87	73	18	82	34	
	DipDir	112	48	343	204	268	
K Fisher		24,76	29,28	64,83	30,18	80,63	
Límite de Variabilidad 95,44% (°)		28,92	26,55	17,75	26,14	15,91	
Límite de Confiabilidad 95,44% (°)		5,16	5,58	5,94	6,8	6,51	
Espesor de las estructuras (cm)	Mínimo	Moda	0,10	0,20	0,10	0,10	0,20
		Prom	0,14	0,26	0,27	0,12	0,15
		Desv Est	0,06	0,20	0,46	0,05	0,05
	Máximo	Moda	0,30	0,50	0,20	0,20	0,30
		Prom	0,27	0,68	0,52	0,26	0,28
		Desv Est	0,13	0,64	0,75	0,12	0,13
Traza (m)	Prom	2,62	2,65	3,19	2,45	3,53	
	Desv Est	0,63	0,76	1,00	0,70	1,58	

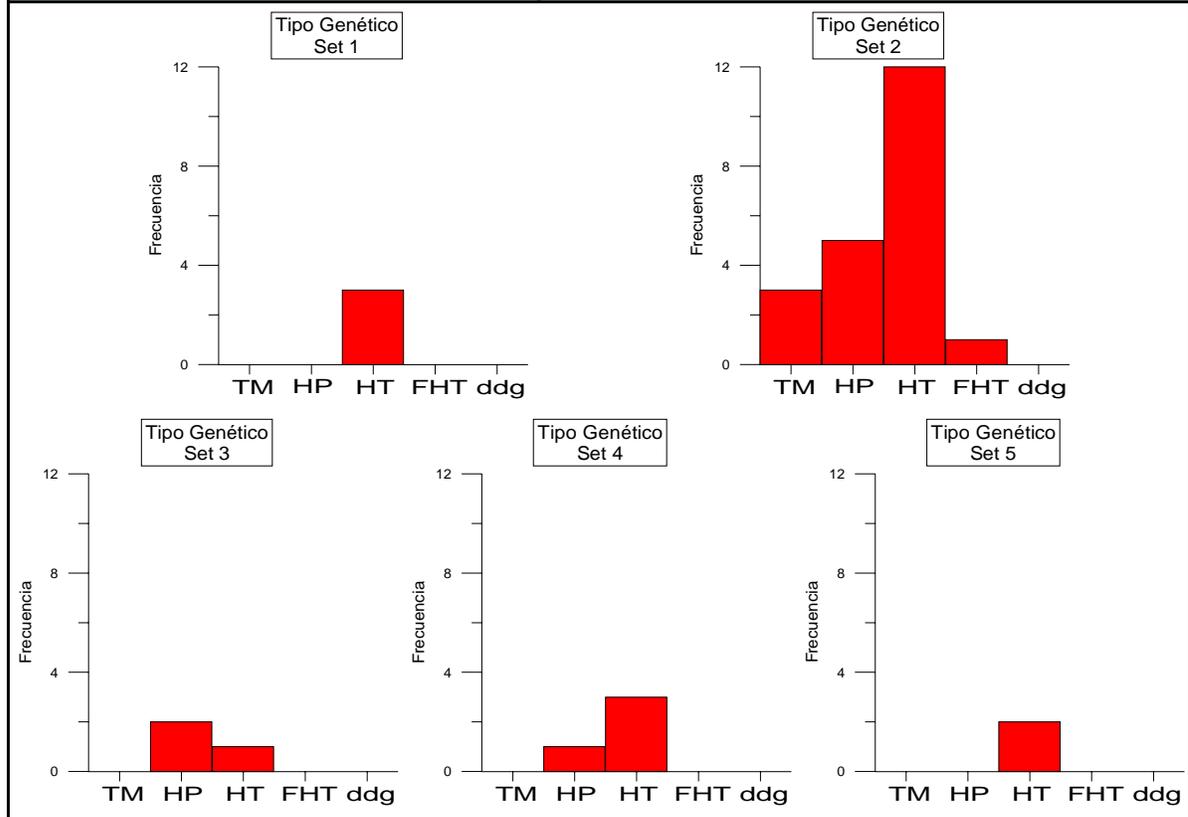
Tipo Genético



Pilar (3) ubicado entre las Calles 23 y 25, y entre las Conexiones 16 y 17

Total de estructuras		38					
Total de estructuras en sets		33					
% de estructuras en sets		86,8%					
Set		Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	Set 5	
Número de estructuras		3	21	3	4	2	
%		7,9%	55,3%	7,9%	10,5%	5,3%	
Polo (°)	Dip	86	62	35	67	55	
	DipDir	116	42	329	1	129	
K Fisher		251,68	22,91	71,86	106,83	88,08	
Límite de Variabilidad 95,44% (°)		8,98	30,09	16,86	13,81	15,22	
Límite de Confiabilidad 95,44% (°)		5,19	6,63	9,75	6,92	10,77	
Espesor de las estructuras (cm)	Mínimo	Moda	0,10	0,20	0,10	0,30	
		Prom	0,10	0,23	0,10	0,23	0,08
		Desv Est	0,00	0,15	0,00	0,10	0,04
	Máximo	Moda	0,30	0,30	0,20		
		Prom	0,27	0,65	0,30	0,90	0,15
		Desv Est	0,06	0,64	0,17	0,76	0,07
Traza (m)	Prom	2,57	2,77	2,83	2,58	1,50	
	Desv Est	0,75	1,01	0,76	0,99	0,71	

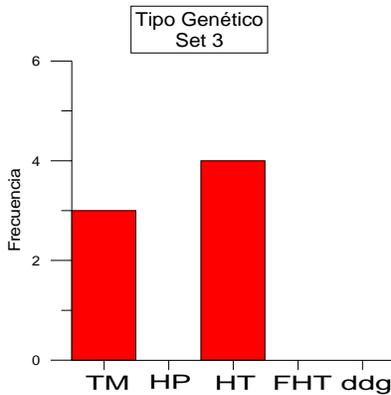
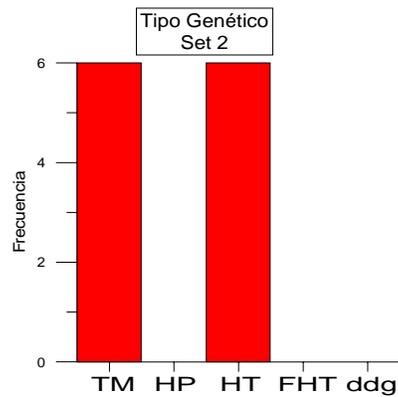
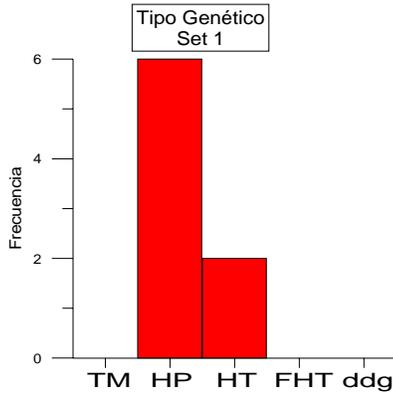
Tipo Genético



Pilar (4) ubicado entre las Calles 25 y 27, y entre las Conexiones 14 y 15

Total de estructuras		34			
Total de estructuras en sets		27			
% de estructuras en sets		79,4%			
Set		Set 1	Set 2	Set 3	
Número de estructuras		8	12	7	
%		23,5%	35,3%	20,6%	
Polo (°)	Dip	84	56	71	
	DipDir	103	5	55	
K Fisher		33,03	62,92	24,72	
Límite de Variabilidad 95,44% (°)		24,97	18,03	28,94	
Límite de Confiabilidad 95,44% (°)		8,89	5,22	11,03	
Espesor de las estructuras (cm)	Mínimo	Moda	0,10	0,10	0,30
		Prom	0,18	0,51	0,39
		Desv Est	0,15	0,82	0,33
	Máximo	Moda	0,20	0,50	
		Prom	0,38	1,20	1,04
		Desv Est	0,33	1,41	0,98
Traza (m)	Prom	2,54	2,50	2,69	
	Desv Est	0,95	1,19	0,87	

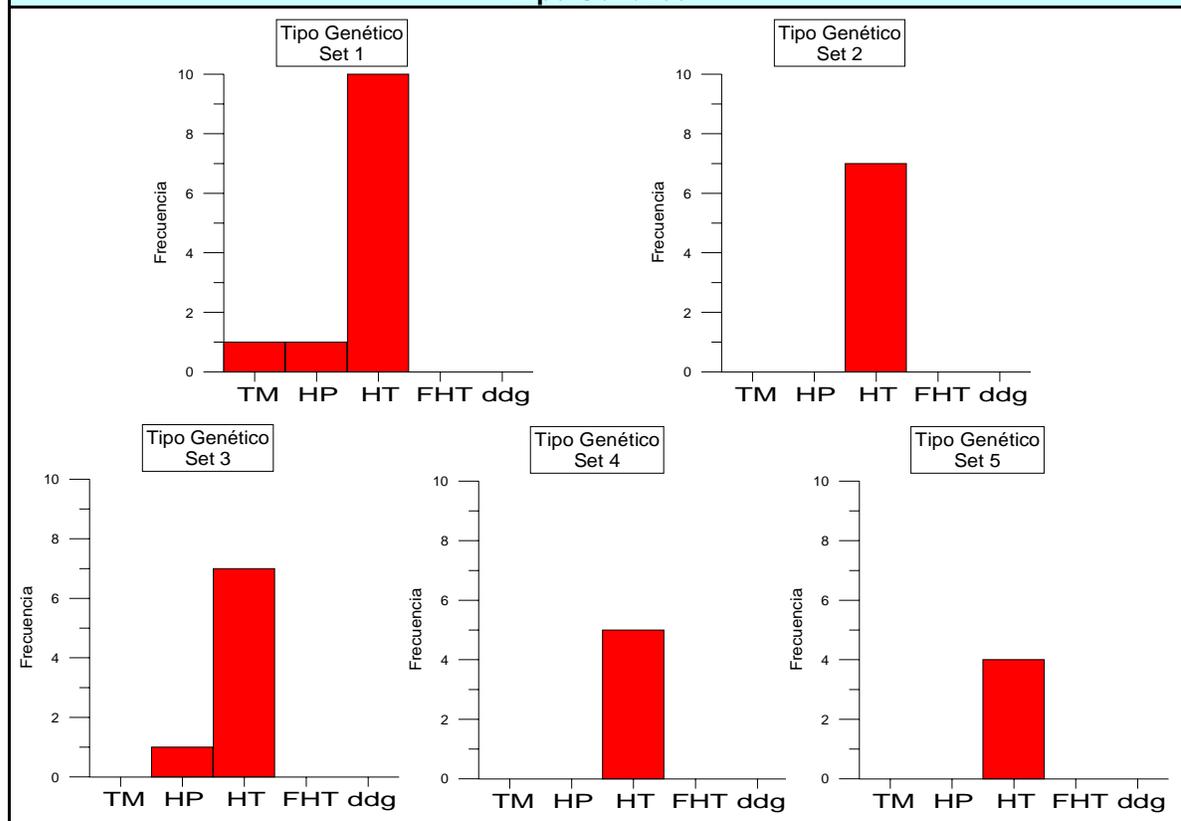
Tipo Genético



Pilar (5) ubicado entre las Calles 19 y 21, y entre las Conexiones 14 y 15

Total de estructuras		43					
Total de estructuras en sets		36					
% de estructuras en sets		83,7%					
Set		Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	Set 5	
Número de estructuras		12	7	8	5	4	
%		27,9%	16,3%	18,6%	11,6%	9,3%	
Polo (°)	Dip	89	82	78	73	41	
	DipDir	322	211	103	61	286	
K Fisher		31,47	88,74	24,14	42,77	23,53	
Límite de Variabilidad 95,44% (°)		25,59	15,16	29,27	21,9	29,69	
Límite de Confiabilidad 95,44% (°)		7,44	5,74	10,44	9,84	14,96	
Espesor de las estructuras (cm)	Mínimo	Moda	0,20	0,20	0,10	0,20	0,10
		Prom	0,20	0,19	0,15	0,18	0,23
		Desv Est	0,10	0,07	0,05	0,08	0,19
	Máximo	Moda	0,50	0,30	0,30		0,30
		Prom	0,35	0,34	0,33	0,30	0,38
		Desv Est	0,20	0,21	0,12	0,16	0,15
Traza (m)		Prom	2,33	2,43	2,39	0,25	3,05
		Desv Est	0,78	0,79	0,97	0,57	0,90

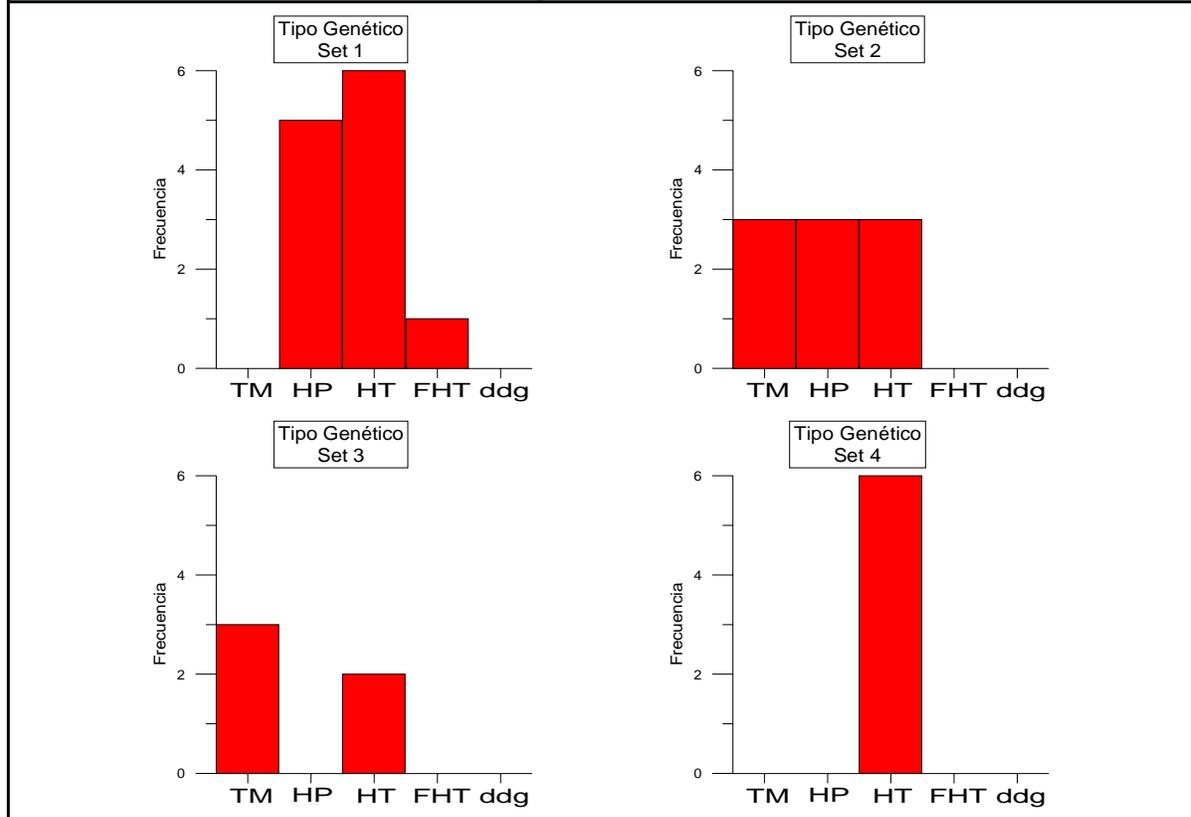
Tipo Genético



Pilar (6) ubicado entre las Calles 21 y 23, y entre las Conexiones 14 y 15

Total de estructuras		42				
Total de estructuras en sets		32				
% de estructuras en sets		76,2%				
Set		Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	
Número de estructuras		12	9	5	6	
%		28,6%	21,4%	11,9%	14,3%	
Polo (°)	Dip	86	59	38	78	
	DipDir	110	350	29	61	
K Fisher		29,67	35,09	39,51	25,62	
Límite de Variabilidad 95,44% (°)		26,37	24,22	22,8	28,42	
Límite de Confiabilidad 95,44% (°)		7,67	8,12	10,25	11,7	
Espesor de las estructuras (cm)	Mínimo	Moda	0,10	0,10		0,20
		Prom	0,17	0,13	1,00	0,53
		Desv Est	0,13	0,05	0,77	0,59
	Máximo	Moda	0,10	0,30	3,00	0,30
		Prom	0,39	0,34	2,56	0,95
		Desv Est	0,53	0,11	1,77	0,83
Traza (m)	Prom	2,04	2,44	4,04	2,12	
	Desv Est	0,82	0,77	1,62	0,93	

Tipo Genético



III.3. Conclusiones Parciales del Análisis Estructural

Las estructuras más abundantes en el mapeo a las distintas escalas corresponden a las vetillas HT, seguidas de las vetillas HP. Las menos abundantes son las vetillas HT falladas.

La orientación principal de las estructuras intermedias y mayores en el sector centro-norte de la mina Diablo Regimiento es NW/30°–90°N. Las estructuras intermedias que tienen esta orientación son mayoritariamente vetillas HT, vetillas HP y vetillas HT falladas. Las estructuras mayores de esta orientación son mayoritariamente fallas, vetillas HT falladas, vetillas HP y vetillas HT. Además de este sistema principal, a escala de estructuras intermedias y mayores se repiten los sistemas principales de orientación aproximada N60°W/20°N y N10°W/Subvertical. Se puede concluir también que los sistemas principales definidos para las estructuras intermedias son esencialmente los mismos en ambos niveles. Del mismo modo, la disposición de las estructuras mayores es similar en ambos niveles.

La abundancia relativa de las fallas y de las vetillas HT falladas es mucho más alta a escala de las estructuras interpretadas que a las demás escalas.

A nivel de las estructuras mapeadas mediante línea de detalle estas características se repiten en todos los pilares estudiados, con algunos contrastes en lo referente a la importancia relativa de cada set. Estos contrastes ocurren debido a las diferencias en el muestreo estructural de los pilares, que consistió en líneas unidireccionales y tridimensionales. En todos los pilares estudiados aparece un set Nor-Noreste/Subvertical como sistema principal o secundario. El Sistema Noroeste/60° no está presente en todos los pilares, aunque esto puede deberse a la cantidad relativamente pequeña de estructuras consideradas en los estereogramas de las líneas unidimensionales, y, por otra parte, este sistema fue reconocido visualmente en estos pilares.. La mayoría de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle que están en los sets se encuentran semicontenidas en la pared.

La clasificación genética de vetillas sugerida por Superintendencia Geología (2003) resultó útil en el mapeo de detalle y en la clasificación geotécnica de los pilares, ya que es rápida de aplicar y es consistente con la clasificación geotécnica de vetillas propuesta por Brzovic y Benado (2003).

Las estructuras “aleatorias”, o sea que no forman parte de ningún set representan un **35,8%** del total en el caso de las estructuras mayores de 30 m, y un **58,3%** del total en el caso de las estructuras a escala labor, a diferencia de las discontinuidades mapeadas mediante línea de detalle, donde cerca de un 80% de las estructuras pertenecen a algún sistema estructural. Las estructuras intermedias y mayores pueden tener un factor determinante en la resistencia de los pilares de la mina, dado que los cruzan en su mayor parte. Esta posibilidad hace recomendable el monitoreo de la actividad de las estructuras intermedias y mayores en los pilares. Este porcentaje no es interpretado como error de muestreo ya que gran parte de las

estructuras que no están consideradas en los sistemas sí presentan una orientación cercana a la de las ventanas usadas para definir los sistemas (figuras 3.5 a 3.11).

A pesar del alto porcentaje de estructuras que quedaron fuera de los sistemas definidos, se considera que el método de mapeo por línea de detalle es adecuado para la mina El Teniente. Más aun, se observó que el método aplicado en esta zona es representativo en un radio de al menos 100-150 m dentro del mismo dominio estructural, que es la distancia máxima entre los pilares muestreados, y en todos ellos las propiedades de las estructuras son similares. Se recomienda efectuar líneas de detalle para describir un dominio estructural y luego probar su representatividad en la zona aledaña mediante métodos menos rigurosos, como por ejemplo las celdas de muestreo geotécnico. El mapeo a escala 1:1000 es la mejor forma de muestreo estructural extensivo de la mina, ya que permite identificar potenciales problemas de estabilidad a escala de estructuras intermedias y mayores. El muestreo por línea de detalle permite identificar problemas de estabilidad asociados al macizo (varios sets de estructuras menores e intermedias en relación con la resistencia de la roca intacta).

El set de estructuras subhorizontal está conformado principalmente por vetillas TM, las cuales son en su mayoría de cuarzo – anhidrita – (Calcopirita – Molibdenita \pm Pirita) en sutura.

En general las características de las estructuras intermedias son similares entre los niveles de Hundimiento y de Producción, en cuanto a orientación, espesores, rellenos minerales y planaridad.

La orientación de las estructuras a todas las escalas no muestra diferencias entre el sector norte y el sector sur, a pesar de que hacia el sur (lejos de la pipa Braden) aumenta la proporción relativa de vetillas HP con respecto a las vetillas HT.

En la fecha en que se efectuó el muestreo estructural original no había presencia de agua proveniente de los niveles superiores, ya que este sector no había sido explotado.

De acuerdo a la información recogida en todas las líneas de detalle es posible generalizar en cuanto a la caracterización del stockwork que conforma los pilares del nivel UCL de la mina Diablo Regimiento, de manera que se define los siguientes sistemas estructurales, que se asumen como representativos de todos los pilares del sector de estudio (Tabla 3.10). En esta tabla se resume las características típicas de cada set estructural en cuanto a orientación, geometría, mineralogía, tipo y subtipo genético y tipo geotécnico. Se muestra además los sistemas estructurales definidos para cada pilar (figuras 3.15 y 3.16), asociados a los sistemas representativos de todos los pilares. Los sistemas estructurales generalizados para todos los pilares aparecen en orden de importancia relativa. Este orden no necesariamente coincide con la importancia relativa de los sets definidos en cada pilar por separado.

La orientación de las estructuras mapeadas mediante línea de detalle en este trabajo es similar a los resultados del mapeo de detalle efectuado por Rodrigo (1999) en la mina 4-Regimiento (170 m sobre el sector Diablo Regimiento), donde se repiten los mismos tres sistemas más importantes encontrados en el presente trabajo. Esto indica una continuidad vertical de los sistemas estructurales en todo el bloque a explotar en el sector inicial de la mina Diablo Regimiento.

Tabla 3.10. Sistemas estructurales representativos de las estructuras que cortan los pilares de la mina Diablo Regimiento (mapeadas mediante Líneas de Detalle).

Set	Orientación		Geometría Tipo de Terminación Típico	Tipo Genético Típico	Subtipo Genético Típico	Tipo Geotécnico Típico	Espesor Típico (cm)	Sistemas definidos anteriormente			
	Dip (°)	Dip Direction (°)						Set N°	Pilar	Dip (°)	Dip Direction (°)
I	85 ± 25	115 ± 25	1-2-0	HT-HP	V14-V13	3-6-2	0,1-0,5	2m	C17-19/Cx16-17	83	122
								1w	C19-21/Cx14-15	89	322
								3w	C19-21/Cx14-15	78	103
								1m	C19-21/Cx15-16	87	112
								1w	C21-23/Cx14-15	86	110
								1w	C23-25/Cx16-17	86	116
								1w	C25-27/Cx14-15	84	103
II	70 ± 25	43 ± 25	1-0-2-M	HT-HP	V14-V13-V10	3-6-2	0,1-0,5	1m	C17-19/Cx16-17	79	38
								2w	C19-21/Cx14-15	82	211
								4w	C19-21/Cx14-15	73	61
								2m	C19-21/Cx15-16	73	48
								4m	C19-21/Cx15-16	82	204
								4w	C21-23/Cx14-15	78	61
								2w	C23-25/Cx16-17	62	42
								4w	C23-25/Cx16-17	67	1
								2w	C25-27/Cx14-15	56	5
								3w	C25-27/Cx14-15	71	55
III	25 ± 15	5 ± 40	1-2-M	TM-HP	V5-V10	3-6-2	0,1-0,9	4m	C17-19/Cx16-17	27	53
								3m	C19-21/Cx15-16	18	343

Notas:

- 1) "Sistemas Definidos Anteriormente" se refiere a los sistemas definidos en las figuras 3.15 y 3.16.
- 2) Los atributos aparecen en orden de importancia relativa.

A continuación a modo de resumen se presenta los sets definidos a escala de estructuras intermedias e intermedias de traza mayor a 30 m.

Escala	Set Estructural	%	Rumbo	Manteo	Tipo de Estructuras Predominantes
Estructuras Interpretadas de traza mayor a 30 m en los niveles de Producción y UCL	Principal (1m)	44,70%	N64°W ± 27°	63°N ± 25°	Fallas, Vetillas HP, Vetillas HT y Vetillas HT Falladas
	Secundario (2m)	10,60%	N76°W ± 25°	26°N ± 20°	Vetillas TM
	Secundario (3m)	5,00%	N45°W ± 14°	32°S ± 14°	Fallas, Vetillas HT y Vetillas HT Falladas
	Secundario (4m)	3,90%	N27°E ± 13°	66°E ± 13°	Vetillas HT y Vetillas HP
Estructuras Intermedias Nivel UCL	Principal (1m)	23,80%	N60°W ± 25°	68°N ± 15°	Vetillas HT, Vetillas HP y Vetillas HT Falladas
	Secundario (2m)	3,90%	N67°W ± 12°	22°N ± 12°	Vetillas TM
	Secundario (3m)	7,30%	N24°E ± 19°	87°E ± 15°	Vetillas HT, Vetillas HP y Vetillas TM
	Secundario (4m)	4,40%	N75°E ± 13°	86°S ± 10°	Vetillas HT
	Menor (5m)	2,30%	N30°W ± 9°	87°S ± 9°	Vetillas HT, Vetillas HP y Vetillas HT Falladas
Estructuras Intermedias Nivel Producción	Principal (1m)	26,10%	N65°W ± 23°	66°N ± 17°	Vetillas HT, Vetillas HP y Fallas HT
	Secundario (2m)	4,90%	N73°W ± 12°	24°N ± 12°	Vetillas TM
	Secundario (3m)	11,70%	N88°W ± 21°	89°N ± 13°	Vetillas HT y Vetillas HP
	Menor (4m)	4,20%	N18°E ± 15°	SV ± 13°	Vetillas HT

Y las características más importantes de las estructuras intermedias e intermedias de traza mayor a 30 m de acuerdo a su tipo genético en ambos niveles:

Escala	Nivel	Tipo	Cantidad de estructuras	Relleno Mineralógico Típico	Espesor Típico (cm)	
					Mín	Máx
Estructuras Intermedias Interpretadas de traza mayor a 30 m	Producción	Fallas y Fallas HT	36	Ys-Anh-Cpy	0,5	5
		Vetilla Mayor HT	30	Anh-Cpy-Ys-Py	0,5	2
		Vetilla Mayor HP	24	Cpy-Py ± Anh	0,5	2
		Vetilla Mayor TM	13	Qz-Anh-Cpy/Mo en sutura	1	3
	Hundimiento	Fallas y Fallas HT	42	Ys-Anh-Cpy-Mo	0,5	2
		Vetilla Mayor HT	18	Anh-Ys-Cpy-Qz	0,5	3
		Vetilla Mayor HP	10	Cpy-Py ± Qz ± Anh	0,5	3
		Vetilla Mayor TM	6	Qz ± Anh - Cpy/Mo en sutura	1	3

Escala	Nivel	Tipo	%	Espesor típico (cm)			Relleno Mineral Típico	Sets definidos		
				Mín	Máx	Típico		Nº	Rumbo	Manteo
Estructuras Intermedias	Hundimiento	TM	13,6%	0,5 – 1	2 - 2,5	1	Qz - Anh - (Cpy - Mo ± Py) en sutura	1m	N76°W ± 25°	14°N ± 16°
								2m	N8°E ± 17°	80°E ± 15°
								3m	N40°E ± 10°	88°N ± 10°
		HP	26,9%	0,3 – 0,5	0,8 – 1	0,5	Cpy - Py ± Qz ± Anh	1m	N63°W ± 23°	72°N ± 31°
								2m	N60°W ± 25°	65°N ± 22°
								3m	N71°E ± 17°	84°S ± 16°
		HT	49,8%	0,2	0,3 – 0,5	0,3	Anh - Ys - Cpy - Qz - Py ± Mo ± Cb ± Clo	1m	N27°E ± 17°	87°S ± 16°
	2m							N71°E ± 17°	84°S ± 16°	
	Falla HT	8,9%	0,5 – 1	1–3	1	Ys - Anh - Cpy - Py - Qz - Mo ± Cb ± Clo ± Ten	1m	N50°W ± 30°	69°N ± 30°	
							2m	N43°W ± 15°	31°S ± 15°	
	Producción	TM	11,6%	1	2–3	1–2	Qz - Anh - (Mo ± Cpy) en sutura ± Py	1m	N72°W ± 13°	23°N ± 13°
								2m	N77°W ± 20°	81°N ± 17°
								3m	N12°E ± 15°	88°W ± 14°
		HP	24,6%	0,1 – 0,3	0,5 – 1	0,5–0,8	Cpy - Py - Anh ± Qz ± Mo	1m	N67°W ± 24°	66°N ± 24°
								2m	N85°W ± 24°	89°S ± 20°
HT		55,7%	0,2 – 0,5	0,3 – 1	0,2–0,5	Anh - Ys - Cpy - Qz - Py ± Cb ± Clo ± Mo	1m	N63°W ± 23°	66°N ± 18°	
							2m	N23°E ± 15°	SV ± 15°	
							3m	N87°E ± 22°	SV ± 22°	
Falla HT	8,0%	1	3	1,5	Ys - Cpy - Anh - Py - Qz - Py ± Cb ± Mo	1m	N64°W ± 27°	63°N ± 20°		
						2m	N37°W ± 8°	62°S ± 8°		
Fractura	0,1%									

Las estructuras a escala mayor e intermedia son en general planas a ondulosas.

Se recomienda extender el mapeo estructural de detalle de galerías a la zona sur del yacimiento, donde existe escasa información de este tipo.

CAPÍTULO IV. GEOTECNIA DEL SECTOR INICIAL DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO

**IV.1 Definición de Unidades Geotécnicas en la mina Diablo
Regimiento**

**IV.2 Caracterización Geotécnica de los pilares del sector inicial
de la mina Diablo Regimiento**

IV.3 Conclusiones Parciales

IV. Geotecnia del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento

IV.1. Definición de Unidades Geotécnicas en la mina Diablo Regimiento

Considerando la orientación de las estructuras mayores e intermedias presentes en el Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento es posible definir un dominio estructural de orientación principal N 40° - 90° E / 30° - 90° N, que predomina en todo el sector centro-norte de la mina (labores mapeadas hasta el mes de Diciembre de 2004).

De acuerdo a la disposición de las estructuras mayores e intermedias y a las unidades litológicas presentes en el área de estudio, con un área de aproximadamente 90000 m², fue posible definir tres unidades geotécnicas, las cuales constan en su totalidad de roca primaria:

- Unidad Geotécnica Complejo Máfico El Teniente Indiferenciado DR (UG CMETDR).
- Unidad Geotécnica Brecha Braden Indiferenciada.
- Unidad Geotécnica Brecha Braden Turmalina (Brecha Marginal).

Dentro de la Unidad Geotécnica CMETDR es posible diferenciar subunidades de escasa extensión areal (menos de 1000 m²), asociados a los cuerpos de Pórfido Diorítico. Estos subdominios representan zonas de mejor calidad geotécnica que la UG CMETDR, dado que poseen una frecuencia de estructuras menores e intermedias bastante menor que la UG CMETDR y una Resistencia a la Compresión Uniaxial mayor que las rocas que componen el CMET. Sin embargo estas subunidades presentan estructuras con la misma disposición que la UG CMETDR.

Brzovic y Benado (2003) realizaron una clasificación geotécnica en la mina Diablo Regimiento basándose en la frecuencia de vetillas blandas medida en sondajes. De esta forma estos autores definieron el Índice de Hundibilidad y el Índice de Fragmentación Relativa (Figuras 4.1 y 4.2). Esta clasificación se basa completamente en las características de las vetillas que componen el macizo (mapeadas en sondajes), debido a que la degradación del macizo de la mina ocurre preponderantemente a través de la activación de estructuras, y se explican en el anexo X. En resumen los índices de Fragmentación y de Hundibilidad consisten en la frecuencia de vetillas blandas por m (según el anexo II) en muestras de sondajes de 6 y 24 m de largo respectivamente. De acuerdo a los valores obtenidos los autores propusieron una clasificación del macizo rocoso, cuyos rangos son relativos al área estudiada.

En forma general estos índices muestran que la zona de estudio presenta características relativamente homogéneas.

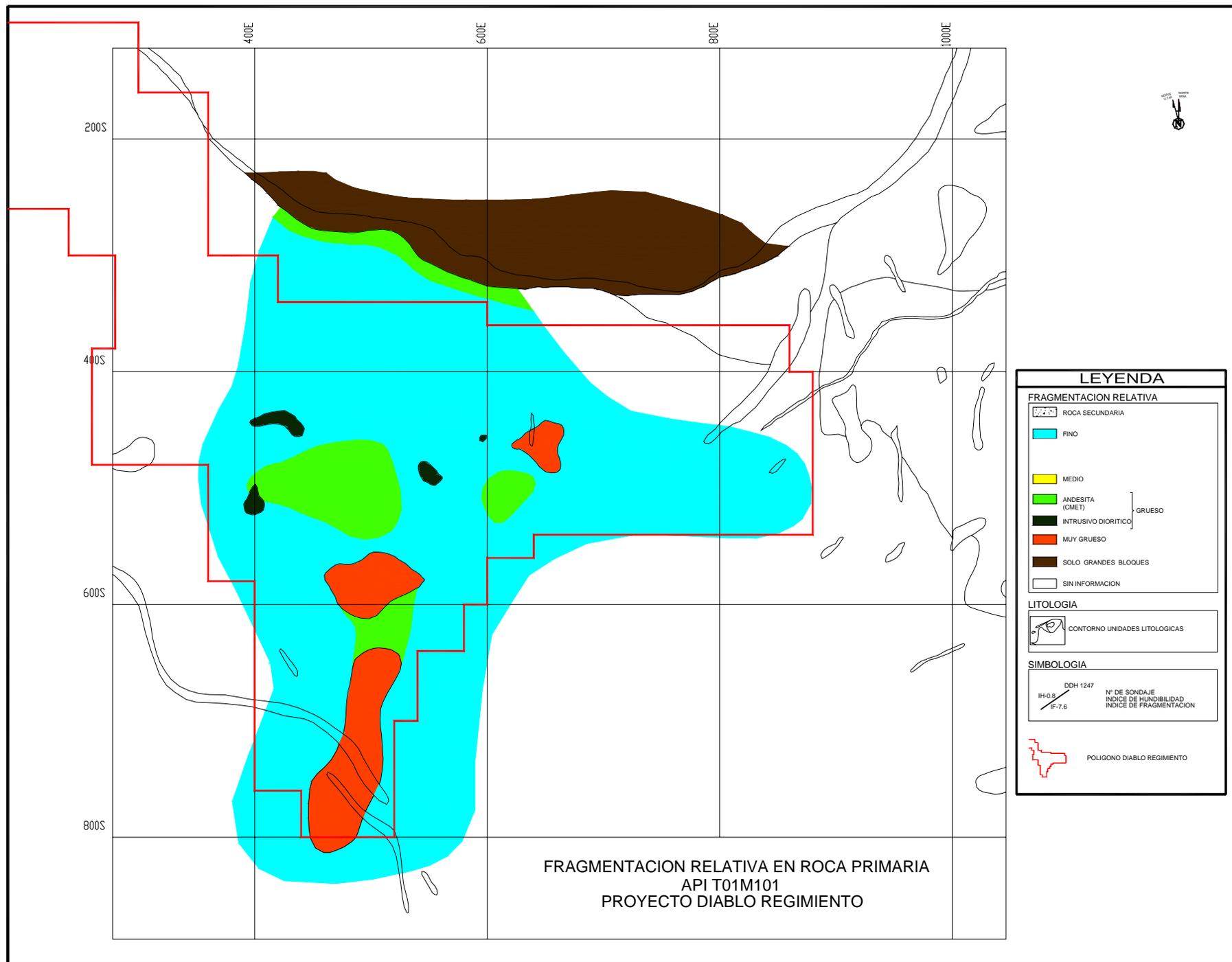


Figura 4.1. Índice de Fragmentación del macizo rocoso de la mina Diablo Regimiento (Brzovic y Benado, 2004).

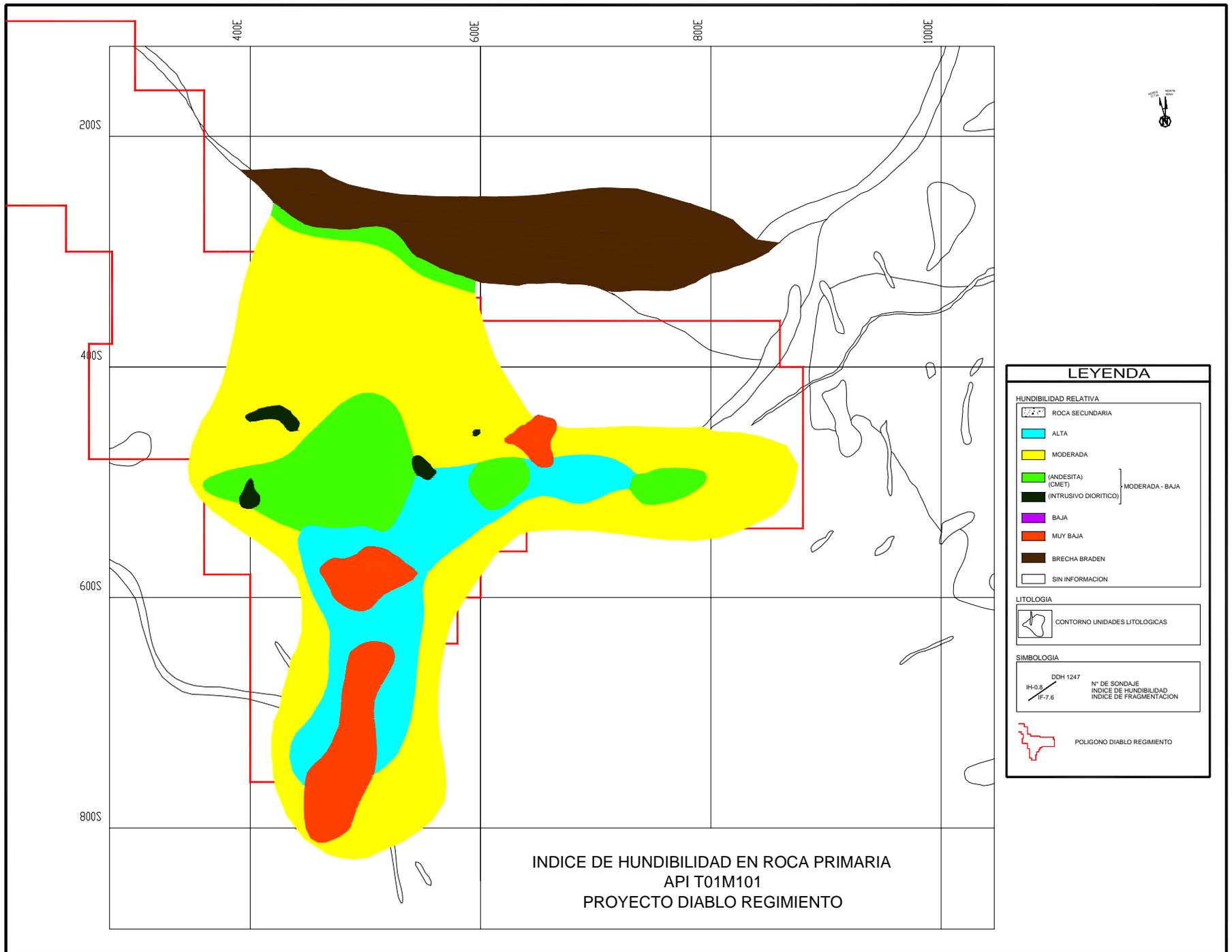


Figura 4.2. Índice de Hundibilidad del macizo rocoso de la mina Diablo Regimento (Brzovic y Benado, 2004).

IV.2. Caracterización Geotécnica de los pilares del sector inicial de la mina Diabolo Regimiento

La información registrada en las líneas de detalle permitió clasificar geotécnicamente los pilares del sector inicial de la mina Diabolo Regimiento. A continuación se presenta un resumen con las características geotécnicas más importantes referentes al área de estudio.

IV.2.1. Propiedades Geotécnicas de la Roca Intacta de la Unidad Geotécnica CMET DR

Con el objetivo de determinar las propiedades de la roca intacta de la unidad CMET DR, se realizó cuatro ensayos de Resistencia a la Compresión Uniaxial, y doce ensayos de Resistencia a la Compresión Triaxial para distintos confinamientos (Anexo IV). La envolvente de ruptura fue calculada en el programa Rockdata 2.36 (1997) según el criterio de Hoek-Brown versión 1997 (Hoek y Brown, 1997), y los parámetros asociados a estos resultados se muestran en la Figura 4.3. En la Tabla 4.1 se muestra un resumen con las propiedades de la roca intacta de la Unidad Geotécnica CMET DR, recopiladas de todos los trabajos disponibles.

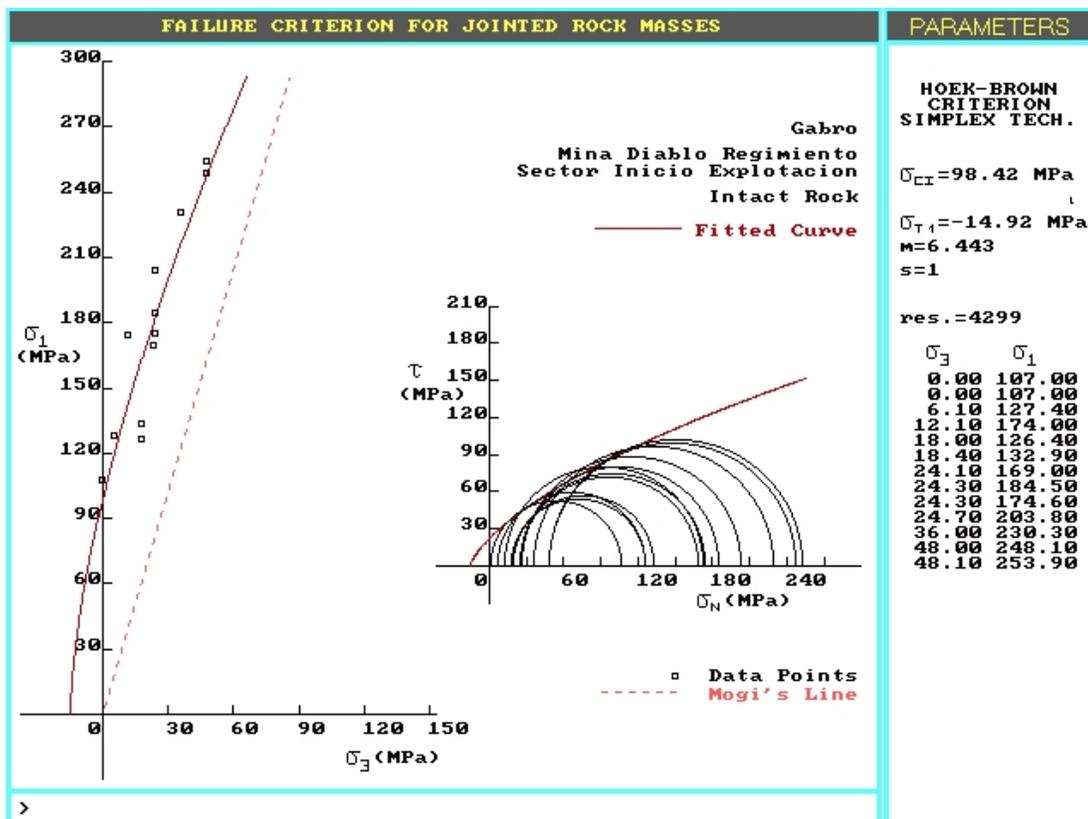


Figura 4.3. Envolvente de Falla y parámetros de Hoek-Brown σ_{ci} , σ_{ti} , m_i ($=m$) y s de la Unidad Geotécnica CMET DR (roca primaria).

Tabla 4.1. Propiedades geotécnicas de la roca intacta del sector inicial de la mina Diablo Regimiento (normalizadas a probetas de 50 mm de diámetro).

Parámetros	Valor	Litología	Sector	Fuente de la información
E (GPa)	62-71	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	23-52	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	37-59	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	46-69	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase II	A partir de Pereira et al.(en preparación)
	34-46	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
v	0,12-0,26	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	0,25	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	0,10-0,12	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	0,08-0,16	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase II	A partir de Pereira et al.(en preparación)
	0,12-0,23	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
B(GPa)	27,2-49,3	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
G(GPa)	27,7-28,2	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
γ (ton/m³)	2,8-2,83	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	2,7-2,85	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	2,77-2,79	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	2,72-2,8	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase II	A partir de Pereira et al.(en preparación)
	2,75-2,76	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
η (%)	0,29-4,4	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	0-2	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	0,4-1,2	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase II	A partir de Pereira et al.(en preparación)
	0,11-0,47	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
UCS (MPa)	108-128	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	60-140	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	127-151	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	89-161	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase II	A partir de Pereira et al.(en preparación)
	86-121	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
T_i (MPa)	17	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	5-7	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
V_p (m/s)	5976-6825	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	5150-5947	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
V_s (m/s)	2798-3476	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	3140-3408	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
m_i	10,2	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	16	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	15	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	6,4	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
σ_{ci} (MPa)	116	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	110	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	92	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	98	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
σ_{ti} (MPa)	-11	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
	-7	CMET Indiferenciado	Sala Chancado N° 1 Diablo Regimiento Fase I	Karzulovic (2002)
	-6	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira (1999)
	-15	CMET Indiferenciado	Sector Inicial mina Diablo Regimiento	Este Trabajo
c (MPa)	22	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)
φ (°)	39	CMET Indiferenciado	Ten 4 Regimiento	Pereira y Russo (2000)

Notas: **E**: Módulo de Young; **v**: Razón de Poisson; **B**: Módulo de Deformación Volumétrica; **G**: Módulo de Corte; **γ**: Densidad; **η**: Porosidad; **UCS**: Resistencia a la Compresión Uniaxial; **T_i**: Resistencia a la Tracción; **V_p**: Velocidad onda P; **V_s**: Velocidad onda S; **m_i**: Parámetro del Criterio de Falla de Hoek-Brown; **σ_{ci}**: Resistencia a la Compresión según el Criterio de Falla de Hoek-Brown; **σ_{ti}**: Resistencia a la Tracción según el Criterio de Falla de Hoek-Brown; **c**: Cohesión; **φ**: Ángulo de Fricción Interna.

A pesar de que algunos de los valores de la Tabla 4.1 presentan grandes diferencias en su rango de acuerdo a los distintos trabajos (la resistencia a la compresión uniaxial y el módulo de deformación por ejemplo), se consideran válidos dado que estos grandes rangos de valores se observan normalmente en el CMET de la mina El Teniente. Llama la atención el valor relativamente bajo obtenido en el presente trabajo del parámetro m_i (6,4), que indicaría que la roca intacta que compone la unidad CMET DR es bastante menos friccionante que lo estimado en trabajos anteriores. Este valor de m_i es bajo con respecto a los valores sugeridos por Hoek et al. (1995) para rocas ígneas, donde el valor de m_i es superior a 15. Sin embargo es razonable que este valor sea más bajo en las rocas de la mina El Teniente dado que se trata de rocas con alteración hidrotermal.

IV.2.2. Estimación de los Parámetros Espaciamento y Frecuencia de Fracturas Asociados a Cada Pilar

Dado que la inmensa mayoría de las estructuras en el macizo rocoso primario de la mina El Teniente se encuentran selladas, la Frecuencia de Fracturas (FF/m) se define como la Frecuencia de Vetillas que forman bloques (moldes) en las galerías de la mina (las mapeadas en líneas de detalle). La orientación de las estructuras que no forman bloques y no cruzan completamente una galería no puede ser medida.

El espaciamento se define como la distancia perpendicular entre estructuras sucesivas de un mismo set estructural que intersectan una línea de muestreo en el espacio (Villaescusa, 1991).

El método usado para estimar los parámetros Espaciamento y Frecuencia de Fracturas consiste en la definición de sistemas estructurales mediante un análisis estereográfico de la información estructural. Se asume que todas las estructuras dentro de un sistema particular son paralelas, y que tienen la misma orientación, dada por la orientación media del set. La distancia entre dos estructuras sucesivas en la orientación de una línea de muestreo se define como espaciamento aparente. El espaciamento real entre dos estructuras consecutivas de un mismo set separadas por una distancia S_a está dado por (Villaescusa, 1991):

$$T_s = S_a \cos \delta_M \quad (i)$$

donde S_a es el espaciamento aparente, δ_M es el ángulo entre la orientación de la línea de muestreo y el vector normal a la orientación media del set. El ángulo δ_M puede ser calculado a partir del producto punto entre los cosenos directores de la línea y los cosenos directores del vector normal al sistema estructural (Anexo V; véase también Villaescusa, 1991).

Luego, por cada sistema se calculan los espaciamentos entre cada par de estructuras, y se estima un espaciamento representativo. Como estimador del espaciamento de cada set es posible usar el valor medio de espaciamento, que es

el estimador de máxima verosimilitud, o un valor ajustado a los datos mediante una distribución exponencial negativa o una distribución lognormal (ejemplo, Villaescusa, 1991). Al sumar los valores de Frecuencia de Fracturas de los tres sets más importantes se obtiene el valor de J_v (Palmstrom, 1982), que representa la Frecuencia de Fracturas por metro cúbico del macizo. Para obtener el valor de FF/m lineal el parámetro J_v se divide por el factor correspondiente al tipo de muestreo estructural mostrado en la Tabla 4.2.

Cabe mencionar que para el cálculo de la Frecuencia de Fracturas y los espaciamentos se filtró los datos del mapeo mediante línea de detalle, de manera de dejar sólo las vetillas blandas según la clasificación de Brzovic y Benado (2003), como se muestra en el anexo II. Este método señala que las vetillas se clasifican según la dureza del relleno en la escala relativa de Mohs, mediante una suma ponderada de acuerdo a la abundancia de cada mineral. Los minerales se clasifican como Blandos ($H < 3$), Intermedios ($3 < H < 4$), y Duros ($H > 4$).

Uno de los resultados más importantes con respecto al mapeo estructural de detalle del presente trabajo es la observación de que la existencia de discontinuidades mineralógicas y/o la presencia de minerales de baja resistencia dispuestos planarmente y de forma continua dentro de las vetillas son los factores que controlan su resistencia, sin importar necesariamente los rellenos mayoritarios. Esto es aplicable por ejemplo, a los casos de vetillas de minerales Duros (como el cuarzo) con suturas continuas de minerales Blandos (por ejemplo molibdenita) de cierto espesor, donde la sutura controla la resistencia de la vetilla, y también a las estructuras de pirita maciza (mineral Duro), que se rompen comúnmente por la interfaz entre la vetilla y el halo de alteración. Esto se debería presumiblemente a la presencia de abundante clorita (mineral Blando) en esta interfaz.

Tabla 4.2. Procedimientos de Muestreo y Factor Divisor de J_v (Laubscher, 1990).

Procedimiento de Muestreo	Factor de Ajuste
Uno de tres Sets en una línea, o sólo un set	1,0
Dos de tres Sets en una línea o sólo dos sets	1,5
Todos los Sets en una línea o en un testigo de sondaje	2,0
Dos Sets en una línea y un tercero en otra	2,4
Tres Sets en tres líneas ortogonales	3,0

En la Tabla 4.3 se muestra los espaciamentos y la Frecuencia de Fracturas de todos los sistemas estructurales por pilar muestreado. Para el cálculo del parámetro J_v se ocupa la Frecuencia de Fracturas de los tres sistemas más importantes definidos en el capítulo III. En la Tabla 4.4 se muestra los valores de FF/m por Set (directamente de la información de las líneas de detalle), J_v , y FF_{J_v}/m y RQD estimados a partir de J_v para cada pilar muestreado.

Tabla 4.3. Resumen de valores medios y desviación estándar de los Espaciamientos de los sistemas estructurales definidos por pilar.

Pilar	Set	Espaciamiento Medio Set (m)	Desviación Estándar Espaciamiento (m)	FF/m Set
C17-19 / Cx16-17	1	0,55	0,46	1,83
	2	0,68	0,78	1,47
	3	1,18	1,04	0,85
	4	1,13	0,85	0,88
C19-21 / Cx14-15	1	1,44	1,38	0,69
	2	2,22	1,94	0,45
	3	2,15	1,26	0,47
	4	1,72	1,29	0,58
	5	3,05	0,98	0,33
C19-21 / Cx15-16	1	0,87	0,86	1,14
	2	1,34	0,90	0,75
	3	1,93	1,58	0,52
	4	1,89	1,70	0,53
	5	3,38	4,73	0,30
C21-23 / Cx14-15	1	0,51	0,42	1,95
	2	1,33	1,07	0,75
	3	1,63	1,66	0,61
	4	1,57	1,24	0,64
C23-25 / Cx16-17	1	2,47	2,53	0,40
	2	0,36	0,32	2,76
	3	1,62	1,79	0,62
	4	2,08	2,91	0,48
	5	1,60	- (*)	0,62
C25-27 / Cx14-15	1	0,45	0,29	2,22
	2	0,82	1,14	1,21
	3	1,18	0,69	0,85

Nota: (*) Existe sólo un dato.

Tabla 4.4. Resumen de los parámetros relativos a la Frecuencia de Fracturas y al parámetro J_v de Palmstrom (1982) por cada pilar muestreado.

Pilar	Set	Espaciamiento Medio Set (m)	FF/m Set	J_v	FF_{J_v} / m (a partir de J_v)	Espaciamiento Medio (a partir de J_v)	RQD (A partir de J_v)
C17-19 / Cx16-17	1	0,546	1,830	4,153	1,38	0,72	100
	2	0,679	1,473				
	3	1,176	0,850				
C19-21 / Cx14-15	1	1,444	0,692	1,607	0,80	1,24	100
	2	2,223	0,450				
	3	2,150	0,465				
C19-21 / Cx15-16	1	0,874	1,144	2,407	0,80	1,25	100
	2	1,339	0,747				
	3	1,934	0,517				
C21-23 / Cx14-15	1	0,512	1,952	3,320	1,66	0,60	100
	2	1,327	0,753				
	3	1,627	0,615				
C23-25 / Cx16-17	1	2,469	0,405	3,780	1,89	0,53	100
	2	0,363	2,757				
	3	1,619	0,618				
C25-27 / Cx14-15	1	0,451	2,216	4,279	2,14	0,47	100
	2	0,823	1,214				
	3	1,178	0,849				

IV.2.3. Resultados de la Revisión de Estructuras Posiblemente Activadas Producto del Proceso de Socavación

La metodología de remapeo de Líneas de Detalle consistió en la búsqueda de estructuras abiertas producto del proceso de socavación, inmediatamente antes y después de cada polvorazo, con la esperanza de que esta información sirviera para estimar la degradación del macizo rocoso que compone los pilares debido a la socavación, separado del efecto de la tronadura.

En términos generales se observó escasa activación de estructuras en las paredes de las galerías, y las estructuras abiertas mapeadas son difíciles de asociar a cambios en el régimen de esfuerzos, debido principalmente a que durante los meses en que se realizó el remapeo se perforó los tiros de tronadura de todos los pilares, lo cual hizo que en todas las galerías Norte-Sur aparecieran fracturas inducidas por la perforación. Otra explicación para las fracturas inducidas es la posible colisión de equipos contra las paredes de las galerías, que ocurre especialmente en las esquinas de los pilares.

Otra dificultad existente en el remapeo de estructuras abiertas es la correcta determinación de las trazas de las estructuras. Los sectores abiertos de las estructuras se encontraron todos contenidos dentro de las paredes (en ningún caso la apertura llegó hasta el piso ni el techo), y no se encontró ninguna estructura abierta en ambas cajas de las galerías al mismo tiempo.

El mayor daño observado en las galerías se concentró en el techo, especialmente en el lado norte de las Conexiones (ver figura 4.4a), asociado a la activación de estructuras menores, y congruente con la orientación de los esfuerzos principales *Preminería*. No se observó la activación de ninguna estructura intermedia o mayor en todo el período de remapeo (4 meses a partir del comienzo de la socavación).

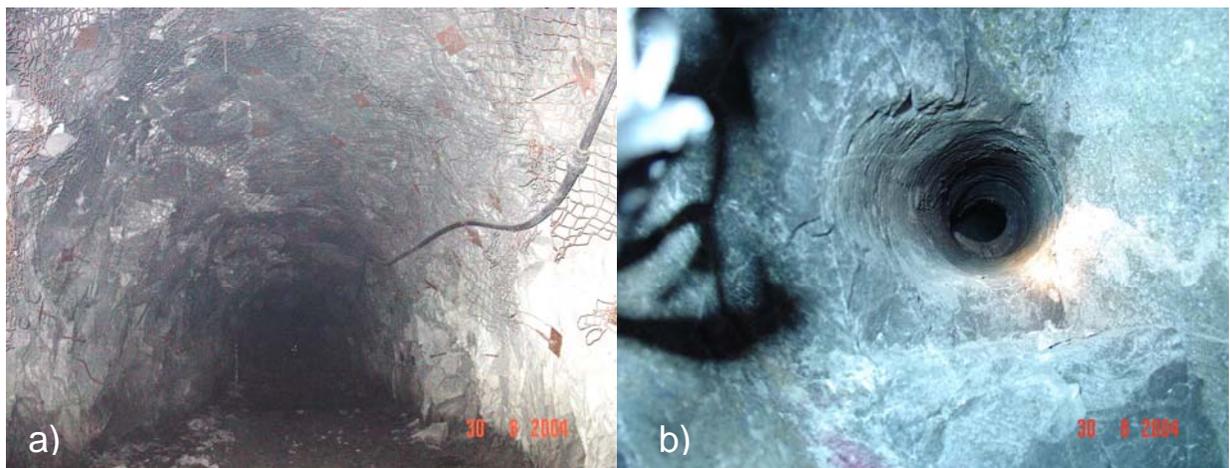


Figura 4.4.a) Sobreexcavación leve en la parte norte del techo de la galería Conexión 14 entre las calles 19 y 21, Nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento, vista hacia el Este. b) Tiro de Tronadura cortado debido a la activación de estructuras al interior del pilar.

Fue posible observar pero no cuantificar el daño sufrido por los pilares al revisar las perforaciones de tronadura que sufrieron deformación, manifestado como la activación de estructuras incluso varios metros dentro de los pilares (figura 4.4b). Este daño no es correlacionable a lo observado en el remapeo de las líneas de detalle.

Todas estas observaciones indican que la mayoría de las estructuras activadas poseen trazas menores a 4 m, y se encuentran restringidas al sector superficial de los pilares (primeros 2 a 4 m desde las galerías), que es la zona más desconfiada de los pilares.

Los resultados del remapeo de las líneas de detalle efectuadas se muestran en el Anexo VI.

IV.2.4. Clasificación Geotécnica de los Pilares Muestreados Mediante Líneas de Detalle (zona *Preminería*)

A partir de los datos provenientes de las Líneas de Detalle y del valor obtenido de Resistencia a la Compresión Uniaxial de la roca intacta se clasificó geotécnicamente el macizo rocoso que compone los pilares mediante los índices MRMR de Laubscher (1984), RMR y MRMR de Laubscher (1990), RMR de Bieniawski (1989), Q y Q' de Barton et al. (1974) e IRMR y MRMR de Laubscher y Jakubec (2001). Además se estimó el Índice GSI a partir de los índices RMR de Bieniawski (1989) y Q' de Barton et al. (1974), de acuerdo a las fórmulas sugeridas por Hoek et al. (1995). Los valores obtenidos para estos índices se muestran en las Tablas 4.5 a 4.7. Los valores de RMR de Bieniawski no incluyen ajuste por discontinuidades, ya que como el problema se trata de pilares se requiere dos orientaciones distintas de galerías. El cálculo de estos índices se presenta en el Anexo VII. El índice Q' de Barton et al. (1974) considera todos los parámetros de la clasificación Q salvo el Factor de Reducción por esfuerzos (SRF) y el parámetro asociado a la Condición de Aguas (J_w).

Un aspecto importante con respecto a las clasificaciones de macizo rocoso es que la clase geotécnica según el índice Q de Barton et al. (1974) es de "Extremadamente Mala" a "Muy Mala", en contraste con los valores encontrados de RMR de Laubscher (1984, 1990) y de GSI de (Hoek et al. 1995), que indican una calidad geotécnica de "Regular" a "Buena". Esta diferencia se debe principalmente al parámetro J_n (número de sets estructurales) de la clasificación de Barton et al. (1974), donde se consideró la presencia de tres sistemas estructurales. Para las rocas de El Teniente aún se discute si dentro de esta clasificación deben considerarse como "masivas" o "con tres sets estructurales". Este y otros factores han hecho que los índices Q y Q' sean difíciles de aplicar al macizo rocoso primario de esta mina (Vergara, 2005).

Tabla 4.5. Índices geotécnicos RMR de Bieniawski (1989) y Q y Q' de Barton et al. (1974) obtenidos para los pilares estudiados (asociados a la condición Preminería).

Pilar	RMR (Bieniawski, 1989)		GSI (RMR 1989)	Q' (Barton et al., 1974)	Q (Barton et al., 1974)		GSI (Q' Barton)
	Valor	Clase Geotécnica			Valor	Clase Geotécnica	
C17-19 / Cx16-17	67	Buena	64	23,7	0,118	Muy Mala	72
C19-21 / Cx14-15	71	Buena	68	19,6	0,098	Extremadamente Mala	71
C19-21 / Cx15-16	71	Buena	68	22,9	0,114	Muy Mala	72
C21-23 / Cx14-15	67	Buena	64	23,7	0,118	Muy Mala	72
C23-25 / Cx16-17	65	Buena	62	18,0	0,090	Extremadamente Mala	70
C25-27 / Cx14-15	64	Buena	61	22,1	0,110	Muy Mala	72

Tabla 4.6. Índices geotécnicos RMR y MRMR de Laubscher (1990) e IRMR y MRMR de Laubscher y Jakubec (2001) obtenidos para los pilares estudiados (asociados a la condición Preminería).

Pilar	RMR (Laubscher, 1990)		MRMR (Laubscher, 1990)	IRMR (Laubscher y Jakubec, 2001)		MRMR (Laubscher y Jakubec, 2001)
	Valor	Clase Geotécnica		Valor	Clase Geotécnica	
C17-19 / Cx16-17	55	Regular	47	56	Regular	48
C19-21 / Cx14-15	58	Regular	49	58	Regular	49
C19-21 / Cx15-16	59	Regular	50	59	Regular	50
C21-23 / Cx14-15	54	Regular	47	55	Regular	47
C23-25 / Cx16-17	52	Regular	45	54	Regular	45
C25-27 / Cx14-15	53	Regular	45	54	Regular	46

Tabla 4.7. Índices geotécnicos MRMR y DRMS de Laubscher (1984) obtenidos para los pilares estudiados (asociados a la condición Preminería).

Pilar	MRMR (Laubscher, 1984)		DRMS (Laubscher, 1984)
	Valor	Clase Geotécnica (relacionada a la estabilidad de las labores)	
C17-19 / Cx16-17	61	Buena	40
C19-21 / Cx14-15	65	Buena	44
C19-21 / Cx15-16	67	Buena	45
C21-23 / Cx14-15	65	Buena	44
C23-25 / Cx16-17	63	Buena	42
C25-27 / Cx14-15	61	Buena	40

IV.2.5. Estimación Visual del Índice GSI de Hoek et al. (2002)

Se estimó visualmente para los pilares del nivel de Hundimiento el índice GSI de Hoek et al. (2002) de acuerdo a la carta sugerida por estos autores (figura 4.5). Dichos resultados se muestran en la Tabla 4.8. Debido a la escasa activación de estructuras, no fue posible establecer alguna variación en el índice GSI (estimado visualmente) a medida que ocurrió la socavación.

En la figura 4.6 se muestra una comparación entre el índice GSI estimado visualmente y el índice GSI estimado a partir de los índices RMR de Bieniawski (1989) y Q' de Barton et al. (1974). Se observa que los valores obtenidos mediante los tres métodos muestran valores similares. La diferencia entre los valores estimados visualmente y los calculados es inferior a 5 puntos, y en general los valores del índice GSI estimado a partir del RMR de Bieniawski (1989) son inferiores o están en la parte baja del rango de GSI estimado visualmente, y muestran una correlación relativamente buena. El GSI estimado a partir del índice Q' de Barton et al. (1974) da valores similares entre cada pilar (diferencias de no más de 4 puntos), y se encuentra en la parte alta del rango de GSI estimado visualmente.

Tabla 4.8. Índice de Resistencia Geológica (GSI) estimado visualmente en cada pilar del nivel de Hundimiento de la mina Diablo Regimiento.

Pilar				GSI Estimado	Litología	Estructura	Condición de las superficies	Fecha
Calles	Conexiones							
15	17	13	14	67-77	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
15	17	14	15	63-73	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
15	17	15	16	63-73	CMET, Pórfido Diorítico, Dique de Cuarzo, Dique de	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
15	17	16	17	63-73	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
15	17	17	18	63-73	CMET, Pórfido Diorítico	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
15	17	18	19	66-76	CMET, Pórfido Diorítico	Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
15	17	19	20	63-73	CMET, Pórfido Diorítico	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
17	19	13	14	Socavado	CMET			
17	19	14	15	63-73	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
17	19	15	16	66-76	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
17	19	16	17	63-73	CMET, Dique de Guijarros, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
17	19	17	18	68-78	CMET, Dique de Guijarros, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
17	19	18	19	65-75	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
17	19	19	20	68-78	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
17	19	20	21	66-76	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
19	21	13	14	Socavado	CMET			
19	21	14	15	68-78	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	24-09-2004
19	21	15	16	67-77	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
19	21	16	17	66-76	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
19	21	17	18	65-75	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
19	21	18	19	63-73	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
19	21	19	20	63-73	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
19	21	20	21	67-77	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	13	14	67-77	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	14	15	63-73	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	15	16	66-76	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	16	17	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	17	18	66-76	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	18	19	65-75	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	19	20	63-73	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
21	23	20	21	65-75	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	13	14	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	14	15	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	15	16	66-76	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	16	17	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	17	18	66-76	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	18	19	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	19	20	65-75	CMET, Dique de Cuarzo, Dique de Guijarros	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
23	25	20	21	67-77	CMET, Dique de Guijarros	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	13	14	64-74	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	14	15	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	15	16	67-77	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	16	17	67-77	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	17	18	68-78	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	18	19	67-77	Pórfido Diorítico, CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	19	20	64-74	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
25	27	20	21	64-74	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	13	14	66-76	CMET	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	14	15	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	15	16	67-77	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	16	17	64-74	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	17	18	67-77	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	18	19	67-77	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	19	20	65-75	CMET	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004
27	29	20	21	64-74	CMET, Dique de Cuarzo	Blocoso a Muy Blocoso	Buena a Muy Buena	04-10-2004

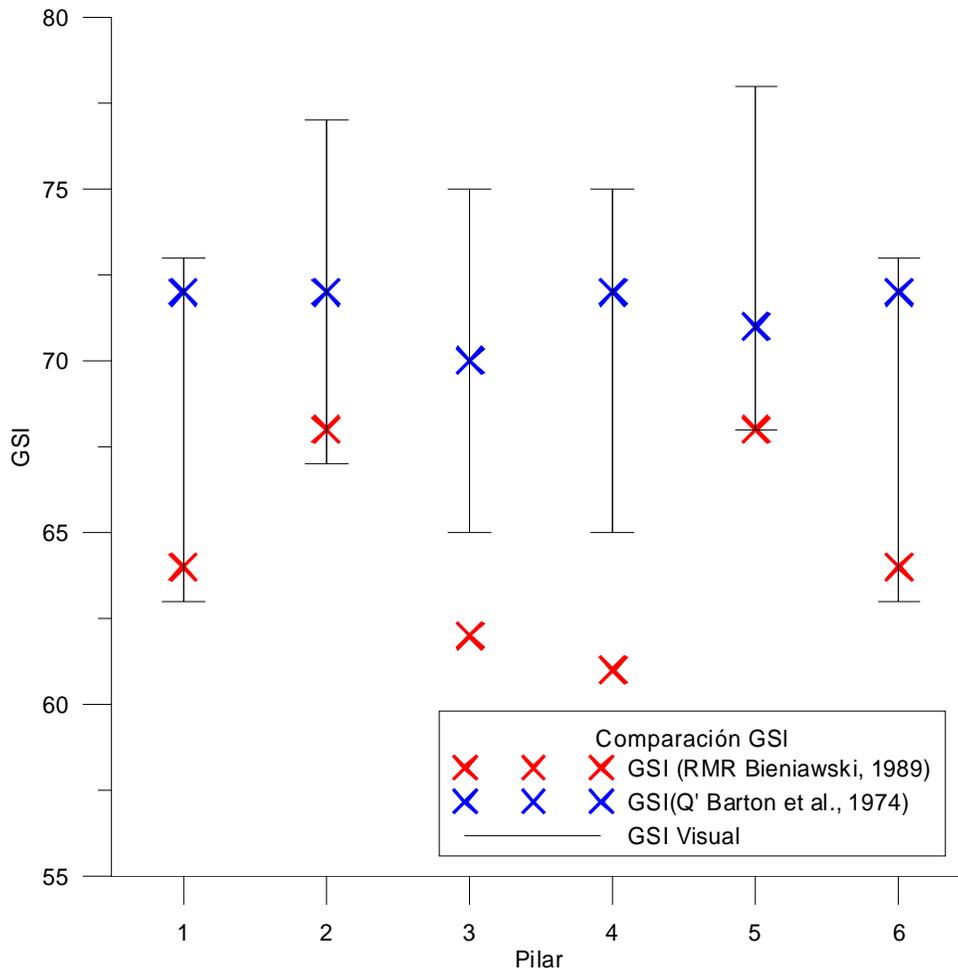


Figura 4.6. Comparación entre los índices GSI estimados visualmente y los calculados a partir de los índices RMR de Bieniawski (1989) y Q' de Barton et al. (1974) en los pilares muestreados mediante línea de detalle.

IV.2.6 Estimación de la Calidad de Macizo Rocoso de los Pilares en la Zona de Transición

Los índices geotécnicos antes nombrados fueron calculados para la Zona de condición de esfuerzos *Preminería*, donde la totalidad de las estructuras salvo las fallas se encuentran selladas, y fueron estimados para simular la calidad geotécnica degradada de los pilares en las zonas *de Transición* y *de Relajación*, dada por la apertura de estructuras originalmente selladas al interior de los pilares. Debido a la falta de información cuantitativa sobre el daño sufrido por los pilares al acercarse el frente de hundimiento, se asumió que la peor condición de degradación de la calidad geotécnica de los pilares está dada por un descenso de un 20% en el valor del índice RQD, además de un cambio en la condición de aguas (ver anexo VII), basado principalmente en los resultados encontrados por Brzovic et al. (1998) para pilares de la mina Sub-6 del yacimiento El Teniente y en discusiones con los geólogos de mina de El Teniente. Este efecto se tomó en consideración para el Criterio de Falla de

Hoek-Brown mediante un descenso de 5 y 10 puntos en el valor del índice GSI. Los valores de los índices estimados mediante esta metodología se muestran en las Tablas 4.9 a 4.11. En el caso de la clasificación IRMR de Laubscher y Jakubec (2001) y RMR de Laubscher (1990) la degradación se manifiesta en un descenso en el valor del índice MRMR y no del índice RMR, ya que el índice MRMR considera explícitamente el efecto del cambio en la condición de esfuerzos y en la condición de aguas. El índice RMR de Laubscher en todas sus versiones representa la calidad del macizo sin considerar ningún efecto de la minería.

Tabla 4.9. Índices geotécnicos RMR de Bieniawski (1989) y Q y Q' de Barton et al. (1974) estimados para los pilares estudiados (condición Zona *Transición*).

Pilar	RMR (Bieniawski, 1989)		GSI (RMR 1989)	Q' (Barton et al., 1974)	Q (Barton et al., 1974)		GSI (Q' Barton)
	Valor	Clase Geotécnica			Valor	Clase Geotécnica	
C17-19 / Cx16-17	58	Regular	59,7	18,9	0,045	Extremadamente Mala	70
C19-21 / Cx14-15	62	Buena	63,7	15,7	0,037	Extremadamente Mala	69
C19-21 / Cx15-16	62	Buena	64,1	18,3	0,043	Extremadamente Mala	70
C21-23 / Cx14-15	58	Regular	59,7	18,9	0,045	Extremadamente Mala	70
C23-25 / Cx16-17	56	Regular	58,3	14,4	0,034	Extremadamente Mala	68
C25-27 / Cx14-15	55	Regular	57,2	17,7	0,042	Extremadamente Mala	70

Tabla 4.10. Índices geotécnicos RMR y MRMR de Laubscher (1990) e IRMR y MRMR de Laubscher y Jakubec (2001) estimados para los pilares estudiados (condición Zona *Transición*).

Pilar	RMR (Laubscher, 1990)		MRMR (Laubscher, 1990)	IRMR (Laubscher y Jakubec, 2001)		MRMR (Laubscher y Jakubec, 2001)
	Valor	Clase Geotécnica		Valor	Clase Geotécnica	
C17-19 / Cx16-17	55	Regular	45	56	Regular	43
C19-21 / Cx14-15	58	Regular	46	58	Regular	44
C19-21 / Cx15-16	59	Regular	48	59	Regular	45
C21-23 / Cx14-15	54	Regular	44	55	Regular	42
C23-25 / Cx16-17	52	Regular	42	54	Regular	41
C25-27 / Cx14-15	53	Regular	43	54	Regular	41

Tabla 4.11. Índices geotécnicos MRMR y DRMS de Laubscher (1984) estimados para los pilares estudiados (condición Zona *Transición*).

Pilar	MRMR (Laubscher, 1984)		DRMS (Laubscher, 1984)
	Valor	Clase Geotécnica (relacionada a la estabilidad de las labores)	
C17-19 / Cx16-17	56	Regular	36
C19-21 / Cx14-15	61	Buena	40
C19-21 / Cx15-16	63	Buena	42
C21-23 / Cx14-15	61	Buena	40
C23-25 / Cx16-17	59	Regular	38
C25-27 / Cx14-15	56	Regular	36

IV.3. Conclusiones Parciales

Se definieron los dominios geotécnicos CMET DR, Brecha Braden DR y Brecha Turmalina DR. No existe ninguna diferencia significativa en cuanto a la orientación de las estructuras ni cambios litológicos importantes dentro del dominio geotécnico CMET DR que permitan definir dominios geotécnicos a una escala de mayor detalle. Cabe mencionar eso sí, el drástico aumento en la frecuencia relativa de vetillas intermedias HP al sur de la coordenada 400S, definiéndose esta zona como Ámbito Hidrotermal Principal por Quezada y González (2004a). Este ámbito presenta un comportamiento geotécnico levemente diferente a la parte norte, expresado en un mayor desarme relativo del macizo rocoso alrededor de las galerías. Los resultados del presente trabajo no indican diferencias significativas entre los pilares de ambos ámbitos en la zona de estudio en cuanto a la frecuencia de fracturas ni a los valores de los índices geotécnicos.

Los valores de las propiedades de la roca intacta de la unidad geotécnica CMET DR obtenidos en el presente trabajo muestran rangos de valores similares a los trabajos anteriores.

La Frecuencia de Fracturas se calculó a partir de la información registrada en las líneas de detalle, filtrando las vetillas “Duras” según la clasificación de vetillas de Brzovic y Benado (2003), ya que según estos autores y otros anteriores, este tipo de vetillas prácticamente no participan de la degradación de la calidad geotécnica del macizo rocoso del yacimiento, en comparación a los tipos “Blando” e “Intermedio”. Una observación importante con respecto a la resistencia y a la clasificación geotécnica de las estructuras es que la existencia de discontinuidades mineralógicas y/o la presencia de minerales de baja resistencia dispuestos planarmente y de forma continua dentro de las vetillas son los factores que controlan su resistencia, sin importar necesariamente los rellenos mayoritarios. Esto hace recomendable registrar los elementos planares de baja dureza relativa y de continuidad mineralógica en la descripción geotécnica de vetillas, además de la abundancia relativa de los minerales en la estructura, y clasificar las vetillas de acuerdo a sus características planares.

Los índices geotécnicos indican una calidad geotécnica en general de regular a buena para los pilares del sector de estudio (condición *Preminería*), y se estimó que la calidad geotécnica del macizo degradado característico de la zona *de Transición* también varía de regular a buena. El índice RMR de Bieniawski (1989) muestra un descenso de 10 puntos porcentuales entre las condiciones *Preminería* y de *Transición* en todos los pilares, cuando se asume un descenso de un 20% en el parámetro RQD. Los índices MRMR de Laubscher (versiones 1984, 1990 y 2001) muestran un descenso de entre 2 y 5 puntos porcentuales entre las zonas *Preminería* y de *Transición*.

Los valores obtenidos de GSI a partir de los índices Q' de Barton et al. (1974) y RMR de Bieniawski (1989) se consideran bajos en comparación con los obtenidos por Karzulovic (2003) para el CMET. Los valores de los índices GSI calculados a partir del índice Q' son sistemáticamente mayores a los calculados mediante el índice RMR. En

ese sentido, llama la atención el hecho de que las clases geotécnicas asignadas a los valores encontrados de Q son “extremadamente mala” y “muy mala”, mientras que las clases asociadas al valor de RMR de Bieniawski (1989) son de “regular” a buena”. Los valores de los índices Q y Q’ de Barton et al. (1974) indicarían una calidad geotécnica inferior a la mostrada por los demás índices geotécnicos.

Es posible concluir que los pilares del nivel de Hundimiento del sector inicial de la mina Diablo Regimiento presentan propiedades geotécnicas similares entre sí. Las diferencias más significativas entre pilares se dan a escala de las estructuras intermedias y mayores que los cruzan.

Con respecto a los sistemas estructurales representativos de todos los pilares a escala de líneas de detalle, definidos en el Capítulo 4, se calculó sus espaciamientos promedio a partir de los datos de la Tabla 4.3 y 3.12. En la Tabla 4.12 se resume este cálculo para los tres sistemas.

Tabla 4.12. Espaciamientos medios de los sistemas estructurales representativos de las estructuras que cortan los pilares de la mina Diablo.

Set	Orientación		Espaciamiento medio (m)	Sistemas definidos anteriormente					
	Dip (°)	Dip Direction (°)		Set N°	Pilar	Dip (°)	Dip Direction (°)	Espaciamiento por set (m)	
								media	desviación estándar
I	85 ± 25	115 ± 25	1,2	2m	C17-19/Cx16-17	83	122	0,68	0,78
				1w	C19-21/Cx14-15	89	322	1,44	1,38
				3w	C19-21/Cx14-15	78	103	2,15	1,26
				1m	C19-21/Cx15-16	87	112	0,87	0,86
				1w	C21-23/Cx14-15	86	110	0,51	0,42
				1w	C23-25/Cx16-17	86	116	2,47	2,53
				1w	C25-27/Cx14-15	84	103	0,45	0,29
II	70 ± 25	43 ± 25	1,4	1m	C17-19/Cx16-17	79	38	0,55	0,46
				2w	C19-21/Cx14-15	82	211	2,22	1,94
				4w	C19-21/Cx14-15	73	61	1,72	1,29
				2m	C19-21/Cx15-16	73	48	1,34	0,90
				4m	C19-21/Cx15-16	82	204	1,89	1,70
				4w	C21-23/Cx14-15	78	61	1,57	1,66
				2w	C23-25/Cx16-17	62	42	0,36	0,32
				4w	C23-25/Cx16-17	67	1	2,08	2,91
				2w	C25-27/Cx14-15	56	5	0,82	1,14
				3w	C25-27/Cx14-15	71	55	1,18	0,69
III	25 ± 15	5 ± 40	1,5	4m	C17-19/Cx16-17	27	53	1,13	0,85
				3m	C19-21/Cx15-16	18	343	1,89	1,70

Los resultados obtenidos de las clasificaciones geotécnicas muestran que es recomendable usar preferentemente el índice GSI estimado visualmente para caracterizar la calidad geotécnica de los pilares, debido a que posee varias ventajas por sobre los demás índices. Entre estas ventajas destacan el hecho de que el índice GSI es mucho más rápido de estimar que los demás índices, por lo que permite

caracterizar detalladamente grandes zonas en un período relativamente corto de tiempo, y el hecho de que es aplicable directamente en el criterio de falla Hoek-Brown (Hoek et al., 1995 y versiones posteriores). Además se puede señalar que dadas las características de la roca primaria de la mina El Teniente todos los índices geotécnicos aquí mostrados tienen una aplicabilidad limitada, ya que los rangos de variabilidad entre los distintos tipos de roca es pequeño, y algunos de los parámetros son difíciles de estimar y/o requieren ser interpretados (lo cual les da un carácter altamente subjetivo). Se recomienda consensuar los parámetros de los índices que deben ser estimados, para reducir esta cualidad subjetiva implícita en la aplicación de estos métodos a la roca primaria.

La degradación de la calidad geotécnica de un pilar debido a los cambios en las condiciones de esfuerzo encontrados en la mina ocurre normalmente como el desarme del pilar a través de estructuras. El desarme de un pilar en estas condiciones ocurre desde las galerías hacia el interior del pilar. Sin embargo cabe mencionar que el desarme de un pilar puede no ser evidente al mirar desde una galería, ya que cuando fallan las estructuras cercanas a las galerías (por desconfinamiento de las cajas), éstas enmascaran a las estructuras que trabajan al interior del pilar. Por esto, con respecto al mapeo de daño en los pilares de la mina El Teniente, se recomienda la auscultación de pilares mediante sondajes o “borehole camera”, o la medición de velocidades de ondas sísmicas con el objetivo de estimar la calidad geotécnica del pilar en su interior. También puede ser recomendable la medición de la deformación de los pilares en sus paredes mediante huinchas. La metodología de revisión de la apertura de estructuras originalmente selladas las en líneas de detalle resultó ser problemática sobre todo en su interpretación, ya que en ningún caso fue posible asociar la apertura de estructuras a cambios en el régimen tensional del sector.

CAPÍTULO V. ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA Y DE LA ESTABILIDAD DE LOS PILARES DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO MEDIANTE LOS CRITERIOS HOEK-BROWN (HOEK et al., 1995), STACEY Y PAGE (1986) y LUNDER Y PAKALNIS (1997)

V.1 Introducción

V.2 Criterio de Falla de Hoek-Brown aplicado a la Estabilidad de los pilares de la mina Diablo Regimiento

V.3 Criterio de Estabilidad de Pilares de Stacey y Page (1986) aplicado a los Pilares de la mina Diablo Regimiento

V.4 Criterio de Estabilidad de Pilares de Lunder y Pakalnis (1997) aplicado a los pilares de la mina Diablo Regimiento

V.5 Discusión de los Resultados Obtenidos

V. Estimación de la Resistencia y de la Estabilidad de los Pilares de la Mina Diablo Regimiento Mediante los Criterios Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), Stacey y Page (1986) y Lunder y Pakalnis (1997)

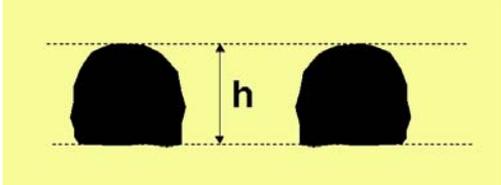
V.1. Introducción

En este capítulo se presentan los resultados de la estimación de la resistencia y estabilidad de los pilares del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento a través de los criterios de Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), de Stacey y Page (1986) y de Lunder y Pakalnis (1997). Para la evaluación de la estabilidad de los pilares se consideró el cálculo de factores de seguridad tomando como variables de entrada el esfuerzo vertical que afecta a los pilares y los valores de resistencia obtenidos a través de los métodos citados. Se realizó además un análisis de riesgo simple para cada uno de los criterios y escenarios posibles, basado en la variabilidad de los parámetros de entrada de cada método, en simulaciones de cien mil iteraciones. Con esto se obtuvo la probabilidad de falla de los pilares, que se expresó mediante las probabilidades de que el factor de seguridad sea menor que 1,0 y de que sea menor que 1,4 (criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis (1997)). En los criterios no se consideró ningún tipo de fortificación.

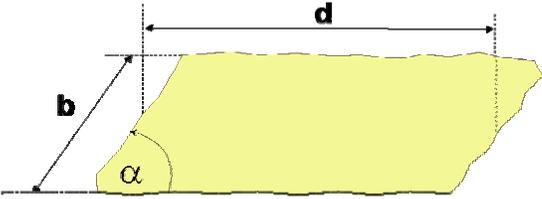
En la Tabla 5.1 se muestra las dimensiones de los pilares de los niveles de Hundimiento y Producción de la mina Diablo Regimiento usadas en todos los cálculos. Se muestra los parámetros usados para los análisis de riesgo (Desviación Estándar, Mínimo, Máximo y Coeficiente de Variación), asumiendo que siguen una distribución Normal, basado en Karzulovic (1997).

Tabla 5.1. Dimensiones de los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento.

Geometría del Pilar			Desviación Estándar	Mínimo	Máximo	Coeficiente de Variación
Hundimiento	h (m)	4	1,0	3,0	5,0	0,25
	b (m)	16	4,0	12,0	20,0	0,25
	d (m)	30	7,5	22,5	37,5	0,25
	alfa (°)	90	5	86	95	0,05
	Ancho Galería (m)	4	1,0	3,0	5,0	0,25
Producción	h (m)	4,5	1,1	3,4	5,6	0,25
	b (m)	15	3,8	11,3	18,8	0,25
	d (m)	34	8,5	25,5	42,5	0,25
	alfa (°)	60	3	57	63	0,05
	Ancho Galería (m)	4,7	1,2	3,5	5,9	0,25



Sección



Planta

Los criterios de falla usados se refieren al macizo rocoso que compone los pilares y no a las estructuras que en particular los cruzan (intermedias y/o mayores). A pesar de que a nivel de las estructuras que cruzan completamente a cada pilar aparecen grandes diferencias, las características geotécnicas de los pilares muestreados son similares entre cada pilar. En este estudio se abordó el problema de la estabilidad de todos los pilares en general, y se obvió las diferencias a nivel de estructuras intermedias y mayores.

Cabe mencionar también que en análisis no se consideró explícitamente la presencia de agua, ya que se estima que algunos de los escenarios de esfuerzo estudiados representan una visión conservadora (muy desfavorable con respecto a la estabilidad) del problema.

En la actualidad sólo hay dos mediciones de esfuerzo en la mina Diablo Regimiento, cuyos resultados se muestran en la Tabla 5.2. En ambas mediciones se empleó la técnica Borehole Overcoring usando celdas Hollow Inclusion del CSIRO (Walton & Hall, 1991; Barrera & Cavieres, 1990).

Tabla 5.2. Mediciones de Esfuerzo realizadas en la mina Diablo Regimiento (Cavieres, 2004).

SITIO	ESFUERZO (MPa)		AZIMUT (°)	INCLINACION (°)
Galería Exploración DR	σ_1	50,7	351,8	-5,2
	σ_2	39,1	89,3	-54,7
	σ_3	19,8	258,1	-34,7
XC-54 Subnivel de Ventilación DR	σ_1	53,28	333,1	-19,4
	σ_2	28,58	75,6	-31,7
	σ_3	21,74	216,8	-51,6

De esta forma el esfuerzo normal en las direcciones Vertical, Este-Oeste y Norte-Sur está dado por:

$$\begin{aligned} \text{Esfuerzo Vertical:} & \quad \sigma_{vertical} = p_{zz} \approx 30 \text{ MPa} \\ \text{Esfuerzo Este-Oeste:} & \quad \sigma_{Este-Oeste} \approx 30 \text{ MPa} \\ \text{Esfuerzo Norte-Sur:} & \quad \sigma_{Norte-Sur} \approx 47 \text{ MPa} \end{aligned}$$

En estas metodologías no se utiliza el esfuerzo de corte para evaluar la estabilidad de los pilares.

Debido a que existen sólo estas dos mediciones de esfuerzo en la mina Diablo Regimiento y no hay información sobre la magnitud del esfuerzo vertical en las zonas *de Transición* y *de Relajación*, en el cálculo de los factores de seguridad se consideró tres escenarios posibles para el esfuerzo vertical (Tabla 5.3).

Tabla 5.3. Escenarios de esfuerzo vertical (p_{zz}) considerados en este estudio para estimar la estabilidad de los pilares de la mina Diablo Regimiento.

Escenario	p_{zz}	Caso Asociado
Escenario 1	30 MPa	Zona <i>Preminería</i>
Escenario 2	60 MPa	Zona <i>Transición</i>
Escenario 3	90 MPa	Caso Singular

Estos escenarios se basan en el hecho de que generalmente el esfuerzo vertical en la zona de *Transición* (alrededor del Frente de Socavación) alcanza aproximadamente al doble del esfuerzo vertical *Preminería* (Pardo y Cavieres, 2001), como se muestra en la Figura 5.1, que representa el esfuerzo vertical medido (mediante celdas Hollow Inclusion) versus la distancia al Frente de Socavación en la mina Esmeralda del yacimiento El Teniente.

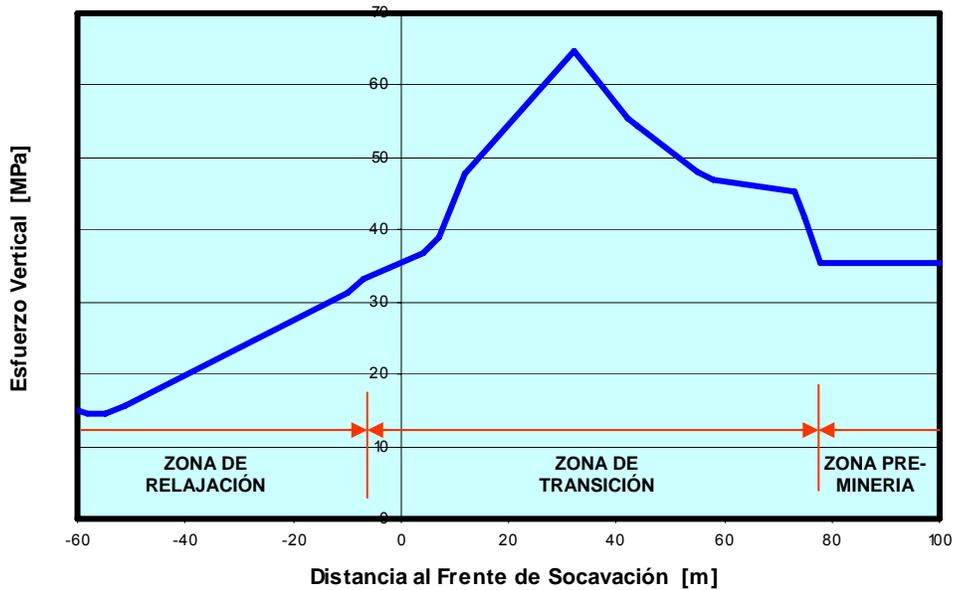


Figura 5.1. Esfuerzo Vertical medido versus Distancia al Frente de Socavación en la mina Esmeralda del yacimiento El Teniente (Tomado de Pardo y Cavieres, 2001).

En la Tabla 5.3 el Escenario 1 representa la condición de esfuerzo vertical en la zona *Preminería*, el Escenario 2 representa el esfuerzo vertical en la zona de *Transición* (el doble del esfuerzo *Preminería*) y el escenario 3 representa el caso especial de un pilar anormalmente solicitado debido a alguna carga puntual. La zona de *Relajación* está representada por el Escenario 1, pero con parámetros de Resistencia menores, característicos de pilares con calidad geotécnica degradada.

La magnitud de los esfuerzos que afectan a un pilar depende de la razón entre el tamaño del pilar y el tamaño de las galerías adyacentes. Mientras más pequeño sea el pilar en comparación al tamaño de las galerías que lo rodean, más alto es el

esfuerzo en el pilar con respecto al esfuerzo vertical medido. Para estimar el esfuerzo vertical que afecta a los pilares en la mina se ocupó el método del Área Tributaria, el cual consiste en una redistribución del esfuerzo vertical medido de acuerdo al área extraída en la excavación de las galerías. Este método asume que cada pilar recibe el peso de una columna de roca de sobrecarga, la cual queda definida por las dimensiones del pilar en planta más la mitad del ancho de las excavaciones que rodean al pilar (área tributaria del pilar (Brady y Brown, 2004)).

Este método es aplicable para el caso de pilares de cualquier forma basal, y el principio fundamental en que se basa es la ecuación de equilibrio estático en la dirección vertical, de modo que en su forma más general el esfuerzo que afecta el pilar se puede escribir como

$$\sigma_p = p_{zz} \times \frac{\text{Área Tributaria del Pilar}}{\text{Área del Pilar en Planta}}$$

Donde σ_p es el esfuerzo axial promedio sobre el pilar, y p_{zz} es la componente vertical del tensor de esfuerzos medido.

Para el caso de pilares rectangulares, que se muestra en la Figura 5.2, la condición impuesta de equilibrio estático en la dirección vertical requiere que

$$\sigma_p = p_{zz} \times \frac{(a+c)(b+c)}{ab}$$

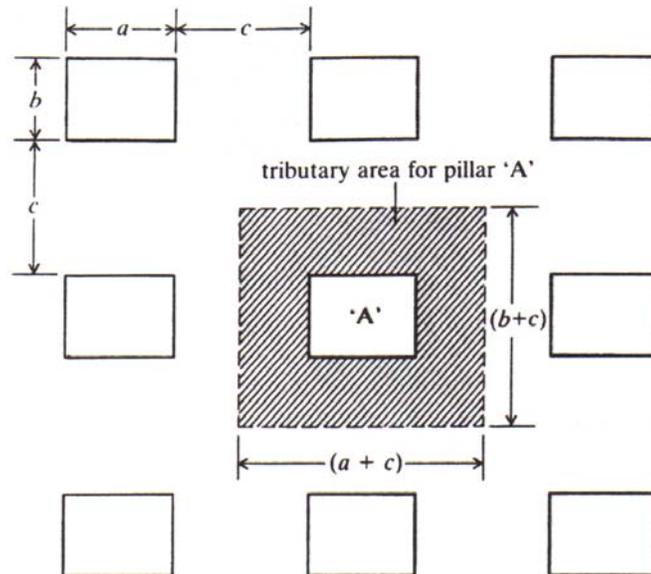


Figura 5.2. Geometría para el análisis del área tributaria de pilares en compresión uniaxial (Brady y Brown, 2004).

Esta fórmula también es aplicable a pilares de cuatro lados donde los bordes no están en ángulo recto entre sí, dado que

$$\sigma_p = p_{zz} \times \frac{(a+c)(b+c) \operatorname{sen} \alpha}{ab \operatorname{sen} \alpha},$$

Donde

- α es el ángulo agudo entre los bordes del pilar en planta.
- $(a+c)(b+c) \operatorname{sen} \alpha$ es el área de la comuna de roca (área tributaria del pilar), y
- $ab \operatorname{sen} \alpha$ es el área del pilar en planta.

De acuerdo a estas ecuaciones, para los escenarios de esfuerzo vertical p_{zz} considerados en la Tabla 5.3 y las dimensiones de los pilares mostradas en la Tabla 5.1, los valores del esfuerzo axial promedio que afecta a los pilares (σ_p) están dados por los que se exponen en la Tabla 5.4.

Tabla 5.4. Esfuerzo vertical promedio σ_p que afecta a los pilares de los niveles de Hundimiento y Producción de la mina Diablo Regimiento de acuerdo al método del Área Tributaria aplicado a los tres escenarios considerados en este estudio.

Tipo de Pilar	Escenario	p_{zz}	σ_p
Hundimiento	Escenario 1	30 MPa	42,5 MPa
	Escenario 2	60 MPa	85,0 MPa
	Escenario 3	90 MPa	127,5 MPa
Producción	Escenario 1	30 MPa	44,8 MPa
	Escenario 2	60 MPa	89,7 MPa
	Escenario 3	90 MPa	134,5 MPa

De acuerdo a Brady y Brown (2004), al usar el método del Área Tributaria, es importante atender a las limitaciones implícitas de este procedimiento. Primero, el esfuerzo axial promedio es sólo una cantidad conveniente para representar el estado de carga del pilar, y su relación con el estado de esfuerzo dentro del pilar no es simple, dado que se asume isotropismo. El esfuerzo dentro del pilar puede ser determinado mediante un análisis de esfuerzos completo. En segundo lugar, este método restringe toda su atención al esfuerzo vertical que afecta al pilar y no considera la orientación del campo de esfuerzos completo. Además de lo anterior, no se toma en cuenta la ubicación específica de los pilares, en el sentido de posibles cambios litológicos o estructurales en los pilares dependiendo del sector de estudio.

Sin embargo, se estima que los tres escenarios de esfuerzo vertical estudiados representan todo el rango de magnitud de esfuerzo que puede sufrir un pilar de la

mina Diablo Regimiento. El problema más importante tiene que ver con el esfuerzo de confinamiento (σ_3) que se ocupe, en el caso del criterio de Hoek-Brown.

Precisados los parámetros anteriores, el Factor de Seguridad se define como:

$$FACTOR DE SEGURIDAD = \frac{RESISTENCIA DEL PILAR}{ESFUERZO AXIAL EN EL PILAR}$$

Donde el Esfuerzo Axial corresponde a σ_p de la Tabla 5.4, y la Resistencia del Pilar varía entre cada método y se especifica a continuación.

V.2. Criterio de Falla de Hoek-Brown Aplicado a la Estabilidad de los Pilares de la Mina Diablo Regimiento

El criterio de Hoek-Brown es uno de los criterios de falla empíricos más ampliamente utilizados. Desde su introducción en 1980 (Hoek y Brown, 1980) ha sido modificado numerosas veces, la última de ellas en 2002 (Hoek et al., 2002). El criterio de Hoek-Brown ha sido ampliamente utilizado en la mina El Teniente para la estimación de la resistencia y de la estabilidad de pilares. El Criterio de Falla para Macizos Rocosos de Hoek & Brown está definido por (Hoek et al. 1995):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

donde

σ_1 y σ_3	son los esfuerzos principales máximo y mínimo respectivamente,
m_b	es el valor de la constante m de Hoek-Brown para el macizo rocoso,
s y a	son constantes que dependen de las características del macizo y
σ_{ci}	es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca según el criterio de Hoek-Brown para roca intacta.

Al utilizar el criterio de falla de Hoek-Brown para estimar la resistencia del macizo rocoso (roca con varios sets estructurales, asumible como homogénea e isótropa) se requiere las siguientes propiedades del macizo: σ_{ci} – la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta de Hoek-Brown; m_i – el valor de la constante de Hoek-Brown para la roca intacta; y GSI – el valor del Índice de Resistencia Geológica para el macizo Rocosos.

Hoek y Brown (1997) recomiendan un valor de 0,5 para la constante a cuando el índice GSI es mayor a 25. Los parámetros σ_{ci} y m_i fueron obtenidos al procesar los resultados de los ensayos de compresión uniaxial y triaxial mostrados en el capítulo

III. Para $GSI > 25$, los parámetros m_b y s pueden obtenerse a partir de los parámetros m_i y GSI a través de las ecuaciones (Hoek et al., 1995):

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right),$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right).$$

Se estimó la resistencia y los factores de seguridad asociados a los pilares muestreados con Líneas de Detalle mediante la metodología de Hoek-Brown usando los valores obtenidos de los parámetros m_i , GSI y σ_{ci} (Capítulo IV), y considerando un análisis de riesgo simple basado en la variabilidad estimada de estos parámetros. El análisis de riesgo consistió en la simulación de cien mil casos posibles, asumiendo que todas las variables siguen una distribución Normal, menos el índice GSI , para el cual se asume una distribución uniforme dentro del rango determinado. El ancho de los pilares usado para este cálculo es el ancho mínimo (parámetro b en la tabla 5.1).

Se consideraron cuatro casos de estudio, dos asociados a los parámetros de entrada Hoek-Brown (m_i , σ_{ci} , y GSI) obtenidos en este estudio y otros dos casos basados en los parámetros de Hoek-Brown obtenidos por Pereira y Russo (2000), Karzulovic (2002) y Pereira (1999; ver Capítulo IV). De acuerdo a estas dos situaciones se simuló el caso de un macizo rocoso degradado, disminuyendo en 10 puntos el valor del índice GSI . Este castigo en el valor de GSI se basa en observaciones de terreno, y representa el valor de GSI mínimo debido a la degradación asociada al paso del Frente de Socavación. Los parámetros del criterio de Hoek-Brown asociados a cada caso se muestran la Tabla 5.5. Los valores mínimos, máximos y de Desviación Estándar usados se basan en Karzulovic (1997).

Los casos de “macizo degradado” en el Escenario 1 simulan la calidad geotécnica y la disminución del esfuerzo vertical características de la zona de Relajación.

El parámetro m (m_i y m_b) del criterio de Hoek-Brown se asocia al ángulo de fricción interna del criterio de Mohr-Coulomb (Kumar, 1998; Martin y Maybee, 2000). En cuanto al significado de los valores elegidos, se puede decir que dada la diferencia en el parámetro asociado a la resistencia friccional del macizo (m_i), los casos 1 y 3 representan un macizo rocoso cuya componente friccional juega un rol menos importante que en los casos 2 y 4. En los casos 1 y 3 la resistencia del macizo es controlada principalmente por la componente asociada a la cohesión aparente del macizo, lo que hace que la resistencia sea menor que en los casos 2 y 4. Martin y Maybee (2000) sugieren que el fallamiento de pilares con razones W/H (ancho/alto) menores a 1,5 está controlado por la componente “cohesiva” (cohesión aparente) de la resistencia y la componente friccional no participa. La componente friccional se hace más importante al aumentar la razón W/H .

Tabla 5.5. Parámetros de Hoek-Brown asociados a los cuatro casos analizados para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento.

Caso 1 Parámetros Hoek-Brown y Mohr-Coulomb (parámetros de entrada obtenidos en este trabajo)								
Parámetros	Media	Unidades	CVar	Desv Est	Mínimo	Máximo	Distribución	
Datos	m_i	6,4	-	0,2	1,3	5,1	7,7	Gaussiana
	σ_{ci}	98	MPa	0,3	29	69	127	Gaussiana
	GSI	70	-	-	-	65	75	Uniforme
Resultados	m_b	2,19	-					
	s	0,03567	-					
	a	0,50	-					

Caso 2 Parámetros Hoek-Brown y Mohr-Coulomb (parámetros de entrada comúnmente usados)								
Parámetros	Media	Unidades	CVar	Desv Est	Mínimo	Máximo	Distribución	
Datos	m_i	15	-	0,2	3,0	12,0	18,0	Gaussiana
	σ_{ci}	110	MPa	0,3	33	77	143	Gaussiana
	GSI	78	-	-	-	70	85	Uniforme
Resultados	m_b	6,72	-					
	s	0,08208	-					
	a	0,50	-					

Caso 3 Parámetros Hoek-Brown y Mohr-Coulomb (parámetros de entrada estimados para macizo degradado)								
Parámetros	Media	Unidades	CVar	Desv Est	Mínimo	Máximo	Distribución	
Datos	m_i	6,4	-	0,2	1,3	5,1	7,7	Gaussiana
	σ_{ci}	98	MPa	0,3	29	69	127	Gaussiana
	GSI	65	-	-	-	60	70	Uniforme
Resultados	m_b	1,83	-					
	s	0,02047	-					
	a	0,50	-					

Caso 4 Parámetros Hoek-Brown y Mohr-Coulomb (parámetros de entrada estimados para macizo degradado)								
Parámetros	Media	Unidades	CVar	Desv Est	Mínimo	Máximo	Distribución	
Datos	m_i	15	-	0,2	3,0	12,0	18,0	Gaussiana
	σ_{ci}	110	MPa	0,3	33	77	143	Gaussiana
	GSI	65	-	-	-	60	70	Uniforme
Resultados	m_b	4,30	-					
	s	0,02047	-					
	a	0,50	-					

Notas: los valores de GSI para el análisis 1 son medidos, y para el caso de los análisis 2 y 3 y 4 son estimados. m_b : Parámetro m de Hoek-Brown para el macizo rocoso; s : Parámetro de Hoek-Brown para el macizo; a : Parámetro de Hoek-Brown para el macizo. CVar: Coeficiente de Variación; Desv Est: Desviación Estándar.

De acuerdo a la envolvente de ruptura del criterio de Hoek-Brown, la resistencia de los pilares depende del confinamiento a que están expuestos. Este confinamiento se obtuvo mediante la fórmula propuesta por Karzulovic (1997) para pilares mineros a partir de modelos numéricos, en función de las dimensiones de los pilares. Dicha fórmula es confidencial.

En la Tabla 5.6 se muestra los valores de resistencia, de confinamiento (σ_3), los factores de seguridad (FS) y la probabilidad de falla de los pilares de los niveles Hundimiento y Producción del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento obtenidos a partir de los parámetros de entrada anteriormente expuestos.

Tabla 5.6. Resistencia, Factores de Seguridad (FS) y Probabilidad de Falla obtenidos a través de la metodología de Hoek-Brown (1997) para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento.

Pilares UCL																			
Parámetros Hoek-Brown Usados		Escenario (1) $p_{zz} = 30$ MPa						Escenario (2) $p_{zz} = 60$ MPa						Escenario (3) $p_{zz} = 90$ MPa					
		Resistencia (MPa)	σ_3 (Mpa)	σ_P (MPa)	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_3 (Mpa)	σ_P (MPa)	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_3 (Mpa)	σ_P (MPa)	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)
Caso 1	Este Trabajo	74	14,6	42,5	1,74	0,0%	9,2%	111	29,3	85,0	1,31	4,5%	68,7%	144	43,9	127,5	1,13	24,2%	93,8%
Caso 2	Datos Otros Trabajos	117	14,6	42,5	2,76	0,0%	0,0%	171	29,3	85,0	2,01	0,0%	1,6%	203	43,9	127,5	1,59	0,2%	23,9%
Caso 3	Macizo Degradado Este Trabajo	68	14,6	42,5	1,60	0,1%	21,0%	104	29,3	85,0	1,22	11,3%	83,2%	135	43,9	127,5	1,06	38,2%	98,0%
Caso 4	Macizo Degradado Datos Otros Trabajos	100	14,6	42,5	2,35	0,0%	0,0%	148	29,3	85,0	1,75	0,0%	8,8%	190	43,9	127,5	1,49	0,5%	36,9%

Pilares Producción																			
Parámetros Hoek-Brown Usados		Escenario (1) $p_{zz} = 30$ MPa						Escenario (2) $p_{zz} = 60$ MPa						Escenario (3) $p_{zz} = 90$ MPa					
		Resistencia (MPa)	σ_3 (Mpa)	σ_P (MPa)	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_3 (Mpa)	σ_P (MPa)	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_3 (Mpa)	σ_P (MPa)	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)
Caso 1	Este Trabajo	70	13,0	44,8	1,55	0,3%	28,5%	104	26,0	89,7	1,16	20,2%	90,4%	133	39,1	134,5	0,99	54,6%	99,3%
Caso 2	Datos Otros Trabajos	117	13,0	44,8	2,61	0,0%	0,0%	169	26,0	89,7	1,89	0,0%	4,7%	213	39,1	134,5	1,59	0,3%	25,5%
Caso 3	Macizo Degradado Este Trabajo	64	13,0	44,8	1,42	1,5%	48,4%	97	26,0	89,7	1,08	34,7%	96,6%	125	39,1	134,5	0,93	70,4%	99,9%
Caso 4	Macizo Degradado Datos Otros Trabajos	94	13,0	44,8	2,09	0,0%	0,7%	139	26,0	89,7	1,55	0,3%	29,1%	177	39,1	134,5	1,31	5,2%	67,6%

V.3. Criterio de Estabilidad de Pilares de Stacey y Page (1986) Aplicado a los Pilares de la Mina Diablo Regimiento

El criterio de Stacey y Page (1986) sintetiza muchos años de experiencia en el uso de criterios de falla empíricos de pilares, desarrollados en su mayoría para la minería del carbón. De acuerdo a Stacey y Page (1986), la resistencia de un pilar depende de un factor geométrico representado por la razón ancho/alto (W/H) del pilar y una constante relacionada a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta. Esta constante se puede asociar a la Resistencia de Diseño de Macizo Rocosos (DRMS) de Laubscher (1984). Así estos autores propusieron calcular la resistencia de un pilar mediante las siguientes ecuaciones empíricas:

Para razones W/H menores que 4,5:

$$R_p = k \frac{W^{0,5}}{H^{0,7}}$$

Para razones W/H mayores que 4,5:

$$R_p = k \frac{2,5}{V^{0,07}} \left\{ 0,13 \left[\left(\frac{R}{4,5} \right)^{4,5} - 1 \right] + 1 \right\}$$

donde:

$k = DRMS$ es la Resistencia de Diseño de Macizo Rocosos de Laubscher (1984) en MPa.

$R = W/H$ es la razón entre ancho y alto del pilar

$V = W^2 \times H$ representa el volumen del pilar en m^3

H Es la altura del pilar en m

W Es el ancho del pilar en m, el cual puede ser considerado como:

- El ancho mínimo del pilar W_{\min} , o,
- El “Ancho Efectivo” del pilar W_{ef} (Stacey y Page, 1986), el cual se define mediante la relación:

$$W_{ef} = 4 \frac{\text{Área del Pilar}}{\text{Perímetro del Pilar}}$$

En el presente estudio el cálculo mediante esta metodología se realizó tomando en cuenta el Ancho Mínimo del pilar (W_{\min}) y el Ancho Efectivo del Pilar (W_{ef}), para los tres escenarios de esfuerzo vertical y el análisis mediante el método del Área Tributaria del pilar. En la Tabla 5.7 se muestra la resistencia, los factores de seguridad y la probabilidad de falla calculados para los pilares muestreados mediante líneas de detalle. De acuerdo a los valores calculados de DRMS en este trabajo, se asumió que este parámetro sigue una distribución normal en torno a la media: En el caso del macizo no degradado la media es de 42 y la desviación estándar asumida es de 6,3 puntos; en el caso del macizo degradado la media es de 39 y la desviación estándar asumida es de 5,9 puntos. Estas desviaciones estándar asumidas son mayores que las calculadas.

Tabla 5.7 Resistencia, Factores de Seguridad (FS) y Probabilidad de Falla obtenidos a través de la metodología de Stacey y Page (1986) para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción del Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento.

Pilares UCL																	
Caso de Estudio		Ancho del pilar	Escenario (1) $p_{zz} = 30$ MPa					Escenario (2) $p_{zz} = 60$ MPa					Escenario (3) $p_{zz} = 90$ MPa				
			Resistencia (MPa)	σ_p	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_p	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_p	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)
Caso 1	DRMS Medido	W_{min}	64	42,5	1,51	1,9%	39,2%	64	85,0	0,76	94,2%	99,9%	64	127,5	0,50	100,0%	100,0%
		W_{ef}	76	42,5	1,80	0,1%	19,9%	76	85,0	0,90	75,3%	95,0%	76	127,5	0,60	96,9%	99,7%
Caso 2	Macizo Degradado, DRMS Estimado	W_{min}	60	42,5	1,40	4,4%	53,9%	60	85,0	0,70	97,4%	100,0%	60	127,5	0,47	100,0%	100,0%
		W_{ef}	71	42,5	1,67	0,6%	31,3%	71	85,0	0,83	81,7%	96,8%	71	127,5	0,56	97,9%	99,9%

Pilares Producción																	
Caso de Estudio		Ancho del pilar	Escenario (1) $p_{zz} = 30$ MPa					Escenario (2) $p_{zz} = 60$ MPa					Escenario (3) $p_{zz} = 90$ MPa				
			Resistencia (MPa)	σ_p	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_p	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)	Resistencia (MPa)	σ_p	FS	P(FS<1)	P(FS<1,4)
Caso 1	DRMS Medido	W_{min}	58	44,8	1,28	12,4%	70,2%	58	89,7	0,64	99,5%	100,0%	58	134,5	0,43	100,0%	100,0%
		W_{ef}	62	44,8	1,39	4,2%	56,0%	62	89,7	0,70	98,0%	100,0%	62	134,5	0,46	100,0%	100,0%
Caso 2	Macizo Degradado, DRMS Estimado	W_{min}	53	44,8	1,19	21,7%	81,5%	53	89,7	0,60	99,9%	100,0%	53	134,5	0,40	100,0%	100,0%
		W_{ef}	58	44,8	1,29	10,0%	70,0%	58	89,7	0,65	99,2%	100,0%	58	134,5	0,43	100,0%	100,0%

V.4. Criterio de Estabilidad de Pilares de Lunder y Pakalnis (1997) Aplicado a los Pilares de la Mina Diablo Regimiento

Lunder y Pakalnis (1997) propusieron un método para estimar la resistencia de pilares en roca “dura” que integra métodos convencionales y empíricos de estimación de resistencia, e información sobre los estados de esfuerzo y confinamiento en el pilar, obtenidos a través de modelamiento numérico mediante Elementos de Borde, en lo que llamaron “Fórmula de Confinamiento”. El estudio de estos autores se basó en una gran cantidad de datos de publicaciones de casos históricos (178 casos).

El método comienza por asumir que la resistencia del pilar (R_p) puede representarse como

$$R_p = R_p(\sigma_c, \text{tamaño}, \text{forma})$$

Donde σ_c es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta
 tamaño hace referencia al efecto de disminución de la resistencia al aumentar la escala, y
 forma representa el efecto de la geometría del pilar en su resistencia.

Los autores propusieron una relación de la forma

$$R_p = K\sigma_c(C_1 + C_2\kappa)$$

en la cual

K es un factor que relaciona la resistencia de la roca a la escala de los pilares de la mina con la resistencia a la compresión no confinada de la roca intacta (escalamiento). El valor de este parámetro varía entre 0,30 y 0,51, por lo cual Lunder y Pakalnis (1997) propusieron un valor representativo de 0,44.
 C_1 y C_2 son constantes empíricas. Según los mismos autores $C_1 = 0,68$ y $C_2 = 0,52$.
 κ es un factor que representa la fricción movilizada en el núcleo del pilar bajo las condiciones de confinamiento dadas. Este parámetro considera la forma del pilar mediante la razón W/H .

De forma que la expresión de la fórmula de resistencia de este método está dada por

$$R_p = 0,44\sigma_c(0,68 + 0,52\kappa)$$

Lunder y Pakalnis (1997) definieron el término C_{pav} que representa el “confinamiento promedio del pilar”, que se define como la razón entre el esfuerzo

principal menor promedio y el esfuerzo principal mayor promedio en la zona media del pilar (aproximadamente a la mitad de su altura). De acuerdo a modelos numéricos bidimensionales realizados mediante la metodología de Elementos de Borde, propusieron la siguiente relación entre la razón W/H y el término C_{pav} :

$$C_{pav} = 0,46 \left\{ \log \left(\frac{W}{H} \right) + 0,75 \right\}$$

El factor κ , que representa la fricción interna movilizada en los pilares fue derivada por estos autores a partir de diagramas de círculo de Mohr de los estados de esfuerzo en el cuerpo de los pilares. La relación propuesta entre el estado de confinamiento de los pilares y su fricción interna es

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

Del mismo modo que en el criterio de Stacey y Page (1986), en este método se analizó por separado los casos del ancho mínimo del pilar $W_{mín}$ y del ancho efectivo del pilar W_{ef} . En la Tabla 5.8 se muestra la resistencia, los factores de seguridad y la probabilidad de falla de los pilares calculados según este método.

Tabla 5.8 Resistencia, Factores de Seguridad (FS) y Probabilidad de Falla obtenidos a través de la metodología de Lunder y Pakalnis (1997) para los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento.

Pilares Hundimiento															
Parámetros Usados	Escenario (1) $p_{zz} = 30$ MPa					Escenario (2) $p_{zz} = 60$ MPa					Escenario (3) $p_{zz} = 90$ MPa				
	Resistencia (MPa)	σ_P	FS	P(FS < 1)	P(FS < 1,4)	Resistencia (MPa)	σ_P	FS	P(FS < 1)	P(FS < 1,4)	Resistencia (MPa)	σ_P	FS	P(FS < 1)	P(FS < 1,4)
$W_{mín}$	104	42,5	2,45	0,0%	0,1%	104	85,0	1,22	19,7%	76,0%	104	127,5	0,82	85,9%	100,0%
W_{ef}	104	42,5	2,45	0,0%	0,1%	104	85,0	1,22	19,8%	76,4%	104	127,5	0,82	85,8%	100,0%

Pilares Producción															
Parámetros Usados	Escenario (1) $p_{zz} = 30$ MPa					Escenario (2) $p_{zz} = 60$ MPa					Escenario (3) $p_{zz} = 90$ MPa				
	Resistencia (MPa)	σ_P	FS	P(FS < 1)	P(FS < 1,4)	Resistencia (MPa)	σ_P	FS	P(FS < 1)	P(FS < 1,4)	Resistencia (MPa)	σ_P	FS	P(FS < 1)	P(FS < 1,4)
$W_{mín}$	103	44,8	2,31	0,0%	0,7%	103	89,7	1,15	28,2%	84,3%	103	134,5	0,77	91,5%	100,0%
W_{ef}	104	44,8	2,32	0,0%	0,4%	104	89,7	1,16	27,1%	83,9%	104	134,5	0,77	91,2%	100,0%

V.5. Discusión de los Resultados Obtenidos

Los valores de resistencia y los factores de seguridad obtenidos para los pilares mediante el método de Hoek-Brown en general son los más altos, como se muestra en las tablas 5.9 a 5.12. Los valores obtenidos mediante el criterio de Lunder y Pakalnis (1997) son igualmente altos en el Escenario 1 (esfuerzo vertical = 30 MPa), debido a que el castigo impuesto a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta por efectos de escala y/o de calidad de macizo rocoso es menor en el criterio de Lunder y Pakalnis que en los otros métodos.

Los resultados de resistencia obtenidos mediante el criterio de Hoek-Brown en el Escenario 3 (esfuerzo vertical = 90 MPa) son los más altos de los tres métodos, ya que este método toma en cuenta un aumento en el confinamiento de los pilares conforme aumenta el esfuerzo vertical, lo que conlleva un aumento en la resistencia estimada.

Con respecto a los factores de seguridad obtenidos, en el escenario 2 (esfuerzo vertical = 60 MPa, que se asocia a la zona *de Transición*) los valores son cercanos o inferiores a 1,0, y en el escenario 3 son menores a 1,0 según todos los criterios (Tablas 5.11 y 5.12). El hecho de que en el escenario 2 los factores de seguridad sean inferiores a 1,4 indica que de acuerdo a estos criterios los pilares ubicados en la zona de Transición pueden tener problemas de estabilidad. Sin embargo, de acuerdo al comportamiento observado de los pilares, donde se apreció que los pilares han experimentado relativamente poco daño salvo por un desarme de sus bordes, se puede decir que los factores de seguridad estimados son bajos con respecto a lo visto en terreno.

Los resultados del Escenario 3 indican que pilares anormalmente cargados pueden fallar, por ejemplo en el caso de que se haya generado un megabloque en el proceso de socavación sobre el nivel de Hundimiento. Según el criterio de Hoek-Brown, los factores de seguridad de los pilares del nivel de Producción en el Escenario 3 son levemente inferiores a 1,0 en los casos con parámetros obtenidos en el presente trabajo, tanto en el caso de macizo degradado como no degradado. Esto indica que los pilares bajo estas condiciones son inestables no importando que tan degradada esté su calidad geotécnica.

Los casos de “macizo degradado” en el Escenario 1 simulan la calidad geotécnica y la disminución del esfuerzo vertical características de la zona de Relajación. Los resultados indican que a pesar de la pérdida en la calidad geotécnica del macizo, los pilares bajo estas condiciones han de presentar un comportamiento estable.

Según todos los criterios de falla, el diseño de pilares del nivel de Producción es más inestable que el del nivel de Hundimiento, fundamentalmente debido a que los pilares del nivel de Producción presentan un ancho mínimo menor.

Tabla 5.9. Tabla resumen de valores de Resistencia obtenidos para los pilares del Nivel de Hundimiento a través de los métodos de Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), Stacey y Page (1986) y Lunder y Pakalnis (1997).

Pilares UCL						
Criterio	Caso		Escenario (1)	Escenario (2)	Escenario (3)	
			$p_{zz} = 30 \text{ MPa}$	$p_{zz} = 60 \text{ MPa}$	$p_{zz} = 90 \text{ MPa}$	
			Resistencia (MPa)	Resistencia (MPa)	Resistencia (MPa)	
Criterio Hoek-Brown	Caso 1	Este Trabajo	74	111	144	
	Caso 2	Datos Otros Trabajos	117	171	203	
	Caso 3	Macizo Degradado Este Trabajo	68	104	135	
	Caso 4	Macizo Degradado Datos Otros Trabajos	100	148	190	
Criterio Stacey y Page (1986)	Caso 1	DRMS Medido	$W_{\text{mínimo}}$	64	64	64
			W_{efectivo}	76	76	76
	Caso 2	Macizo Degradado, DRMS Estimado	$W_{\text{mínimo}}$	60	60	60
			W_{efectivo}	71	71	71
Criterio Lunder y Pakalnis (1997)	$W_{\text{mínimo}}$		103	103	103	
	W_{efectivo}		104	104	104	

Tabla 5.10. Tabla resumen de valores de Resistencia obtenidos para los pilares del Nivel de Hundimiento a través de los métodos de Hoek-Brown (Hoek et al., 1995), Stacey y Page (1986) y Lunder y Pakalnis (1997).

Pilares Producción						
Criterio	Caso		Escenario (1)	Escenario (2)	Escenario (3)	
			$p_{zz} = 30 \text{ MPa}$	$p_{zz} = 60 \text{ MPa}$	$p_{zz} = 90 \text{ MPa}$	
			Resistencia (MPa)	Resistencia (MPa)	Resistencia (MPa)	
Criterio Hoek-Brown	Caso 1	Este Trabajo	70	104	133	
	Caso 2	Datos Otros Trabajos	117	169	213	
	Caso 3	Macizo Degradado Este Trabajo	64	97	125	
	Caso 4	Macizo Degradado Datos Otros Trabajos	94	139	177	
Criterio Stacey y Page (1986)	Caso 1	DRMS Medido	$W_{\text{mínimo}}$	58	58	58
			W_{efectivo}	62	62	62
	Caso 2	Macizo Degradado, DRMS Estimado	$W_{\text{mínimo}}$	53	53	53
			W_{efectivo}	58	58	58
Criterio Lunder y Pakalnis (1997)	$W_{\text{mínimo}}$		103	103	103	
	W_{efectivo}		104	104	104	

Entre los tres criterios, el de Stacey y Page (1986) es el que predice la menor resistencia y los menores factores de seguridad para los pilares de la mina Diablo Regimiento. Además, mediante este criterio se obtiene valores de resistencia y factores de seguridad similares entre los casos 1 y 2. El caso 1 muestra los datos de DRMS (Laubscher, 1984) obtenidos en este trabajo y el caso 2 se refiere a una estimación del índice DRMS donde se considera una disminución de un 20% en el valor del RQD original (RQD del caso 1). Se interpreta que este criterio subestima la resistencia de los pilares.

Las tablas 5.11 y 5.12 muestran la aceptabilidad de los factores de seguridad obtenidos mediante los tres métodos, de acuerdo al criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis (1997), donde se considera estable un pilar con un factor de seguridad mayor a 1,4.

De acuerdo a los resultados obtenidos mediante el criterio de Lunder y Pakalnis, se observa que este método es relativamente poco sensible al factor geométrico (W/H) en el caso de los pilares de la mina Diablo Regimiento. El parámetro que controla el valor de Resistencia obtenido mediante este método es la Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Roca Intacta, lo que representa un problema, ya que este parámetro es difícil de estimar con precisión.

Para los pilares del sector de estudio es posible ajustar el valor del factor K del criterio de Lunder y Pakalnis (1997), que relaciona la resistencia de la roca a la escala de los pilares de la mina con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, a partir de los resultados obtenidos mediante los otros métodos, asumiendo que estos últimos son más acertados en la estimación que el criterio de Lunder y Pakalnis original. Con esto es posible proponer que el factor de escala K sea cercano o mayor a 0,3 en la unidad geotécnica CMET DR. Este valor representa el caso más conservador de estimación de resistencia para los pilares de la mina si se asume que los criterios de falla de pilares de Hoek-Brown y de Stacey y Page concuerdan con lo observado en terreno; sin embargo, la interpretación de este valor indica que la resistencia no confinada de los pilares alcanza al 30% de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta CMET DR. Todo lo anterior dificulta la aplicación de este método a los pilares de la mina Diablo Regimiento.

De acuerdo a Martin y Maybee (2000) el criterio de Hoek-Brown sobreestima la resistencia de los pilares de roca dura con razones W/H menores a 1,5, debido a que en estos casos el fallamiento de los pilares es un proceso de pérdida de cohesión interna y la componente friccional de la resistencia no participa. Sin embargo, los autores sugieren que para pilares con razones W/H más altas la componente friccional empieza a jugar un rol más importante. Esta hipótesis es difícil de comprobar debido a que rara vez fallan pilares con razones W/H mayores a 2,5. Los resultados del presente trabajo permiten apoyar esta aseveración para el caso de los pilares de la mina Diablo Regimiento, dado que, aunque no se observó pilares fallados, las observaciones en terreno de los pilares están de acuerdo con los valores de resistencia y los factores de seguridad encontrados mediante la metodología de Hoek-Brown, si bien se considera que éstos son levemente bajos.

Tabla 5.11. Aceptabilidad de los factores de seguridad obtenidos para los pilares del Nivel de Hundimiento de acuerdo al criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis (1997).

Pilares UCL									
Criterio	Caso		Escenario (1) $p_{zz} = 30 \text{ MPa}$		Escenario (2) $p_{zz} = 60 \text{ MPa}$		Escenario (3) $p_{zz} = 90 \text{ MPa}$		
			FS	Aceptabilidad	FS	Aceptabilidad	FS	Aceptabilidad	
Criterio Hoek-Brown	Caso 1	Este Trabajo	1,74	Estable	1,31	Inestable	1,13	Inestable	
	Caso 2	Datos Otros Trabajos	2,76	Estable	2,01	Estable	1,59	Estable	
	Caso 3	Macizo Degradado Este Trabajo	1,60	Estable	1,22	Inestable	1,06	Inestable	
	Caso 4	Macizo Degradado Datos Otros Trabajos	2,35	Estable	1,75	Estable	1,49	Estable	
Criterio Stacey y Page (1986)	Caso 1	DRMS Medido	$W_{\text{mínimo}}$	1,51	Estable	0,76	Inestable	0,50	Inestable
			W_{efectivo}	1,80	Estable	0,90	Inestable	0,60	Inestable
	Caso 2	Macizo Degradado, DRMS Estimado	$W_{\text{mínimo}}$	1,40	Estable	0,70	Inestable	0,47	Inestable
			W_{efectivo}	1,67	Estable	0,83	Inestable	0,56	Inestable
Criterio Lunder y Pakalnis (1997)	$W_{\text{mínimo}}$		2,45	Estable	1,22	Inestable	0,82	Inestable	
	W_{efectivo}		2,45	Estable	1,22	Inestable	0,82	Inestable	

Tabla 5.12. Aceptabilidad de los factores de seguridad obtenidos para los pilares del Nivel de Producción de acuerdo al criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis (1997).

Pilares Producción									
Criterio	Caso		Escenario (1) $p_{zz} = 30 \text{ MPa}$		Escenario (2) $p_{zz} = 60 \text{ MPa}$		Escenario (3) $p_{zz} = 90 \text{ MPa}$		
			FS	Aceptabilidad	FS	Aceptabilidad	FS	Aceptabilidad	
Criterio Hoek-Brown	Caso 1	Este Trabajo	1,55	Estable	1,16	Inestable	0,99	Inestable	
	Caso 2	Datos Otros Trabajos	2,61	Estable	1,89	Estable	1,59	Estable	
	Caso 3	Macizo Degradado Este Trabajo	1,42	Estable	1,08	Inestable	0,93	Inestable	
	Caso 4	Macizo Degradado Datos Otros Trabajos	2,09	Estable	1,55	Inestable	1,31	Inestable	
Criterio Stacey y Page (1986)	Caso 1	DRMS Medido	$W_{\text{mínimo}}$	1,28	Inestable	0,64	Inestable	0,43	Inestable
			W_{efectivo}	1,39	Inestable	0,70	Inestable	0,46	Inestable
	Caso 2	Macizo Degradado, DRMS Estimado	$W_{\text{mínimo}}$	1,19	Inestable	0,60	Inestable	0,40	Inestable
			W_{efectivo}	1,29	Inestable	0,65	Inestable	0,43	Inestable
Criterio Lunder y Pakalnis (1997)	$W_{\text{mínimo}}$		2,31	Estable	1,15	Inestable	0,77	Inestable	
	W_{efectivo}		2,32	Estable	1,16	Inestable	0,77	Inestable	

CAPÍTULO VI. EVALUACIÓN DE LA ESTABILIDAD DE PILARES DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO MEDIANTE MODELACIÓN NUMÉRICA

VI.1 Introducción

VI.2 Características de los Modelos

VI.3 Construcción de los Modelos

VI.4 Conclusiones Parciales y Recomendaciones

VI. Evaluación de la Estabilidad de Pilares de la Mina Diablo Regimiento Mediante Modelación Numérica

VI.1 Introducción

Los métodos más utilizados para estimar la estabilidad de pilares han consistido históricamente en el empleo y desarrollo de criterios empíricos de falla y/o de modelos numéricos. Los modelos numéricos se han utilizado extensivamente para determinar la carga sufrida por un pilar, para comparar sus resultados con los obtenidos mediante otros criterios de falla y para intentar identificar el momento en que falla un pilar (e.g. Martin y Maybee, 2000).

El presente capítulo consistió en un estudio evaluativo de la estabilidad de los pilares de los niveles de Hundimiento y de Producción de la mina Diablo Regimiento ante distintas condiciones de estado tensional a través de una modelación numérica tridimensional de bloques. La geometría de los pilares de la mina Diablo Regimiento hizo que la modelación en tres dimensiones fuera la más indicada para este caso.

La modelación numérica tridimensional de bloques se efectuó con el Software 3DEC (Itasca Consulting Group, 2000). 3DEC es un programa numérico tridimensional basado en el método de Elementos Distintos para modelación discontinua, y posee las siguientes características generales:

- El macizo rocoso es modelado como un arreglo 3D de bloques discretos (rígidos o deformables). El arreglo de las discontinuidades puede ser construido en el modelo directamente a partir del mapeo geológico.
- Las discontinuidades son tratadas como condiciones de borde entre los bloques, con un comportamiento prescrito para estas interacciones. Se permite la ocurrencia de rotaciones de bloques y de grandes desplazamientos a través de las discontinuidades.
- Los bloques deformables se subdividen en una malla de elementos por diferencias finitas, y cada elemento responde a una ley de stress-strain lineal o no lineal prescrita.
- El movimiento a través de las discontinuidades está gobernado por relaciones lineales o no lineales de fuerza-desplazamiento en las direcciones normal y de cizalle.

Se eligió este programa debido a que el problema de estimar la estabilidad de pilares de estas medidas es esencialmente tridimensional, y a la posibilidad de incluir explícitamente las discontinuidades geológicas.

La modelación numérica consideró para los propósitos de este trabajo los siguientes modelos tridimensionales de los pilares de los niveles de Hundimiento y Producción:

1. Un estudio exploratorio con modelos elásticos sin discontinuidades, considerando distintas condiciones de esfuerzo.
2. Modelos elásticos con discontinuidades (elasto-plásticas según el criterio de Mohr-Coulomb), donde la orientación del tensor de esfuerzos se basa en los resultados de los modelos sin discontinuidades.

En ninguno de estos modelos se consideró fortificación.

La modelación numérica contó con la asesoría técnica de los ingenieros de minas Srs. Rodrigo Silva de Itasca S. A. y César Pardo de la División El Teniente de Codelco-Chile.

VI.2 Características de los Modelos

VI.2.1 Geometría de los Modelos y Layout Asociado

Los modelos estudiados consideran el Layout de los niveles de Hundimiento y de Producción por separado, con un pilar en el centro del modelo, como se muestra en la Figura 6.1. Las dimensiones de los pilares y de las galerías fueron expuestas anteriormente en la Tabla 5.1. No se consideraron aspectos operacionales como el frente de Hundimiento o la construcción de bateas entre los niveles de Hundimiento y Producción. Se prefirió esto ya que el presente estudio está orientado al análisis de la estabilidad de un pilar dada la posibilidad de efectuar mediciones de esfuerzo directas o indirectas en su interior.

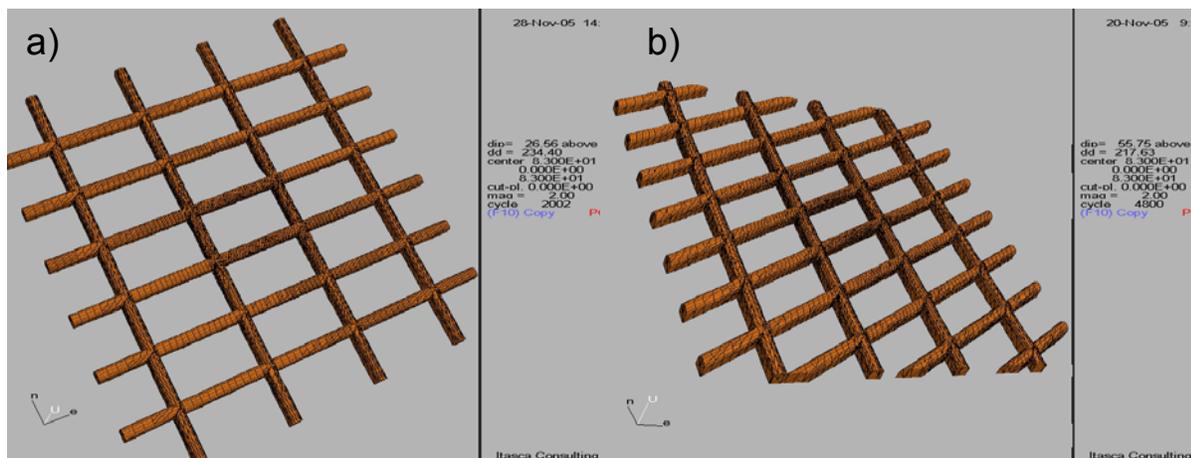


Figura 6.1. Geometría de los modelos analizados, vista de las excavaciones. a) Nivel de Hundimiento. b) Nivel de Producción.

VI.2.2 Propiedades de la Roca Intacta y del Macizo Rocoso

Las propiedades usadas en los modelos se basan en la información contenida en la Tabla 4.3, asumiendo que la litología de los pilares corresponde a CMET. Las propiedades de macizo rocoso usadas se muestran en la Tabla 6.1.

Tabla 6.1. Propiedades geomecánicas elásticas usadas en los modelos (ver también Tabla 4.1, pág. 84).

	Modelos sin Discontinuidades	Modelos con Discontinuidades
Propiedad	Valor	Valor
Módulo de Deformabilidad E (GPa)	225	35
Razón de Poisson (GPa)	0,125	0,15
Módulo de Deformación Volumétrica K (GPa)	100	16,7
Módulo de Corte G (GPa)	100	15,2
Densidad (kg/m ³)	2800	2800

Los modelos sin discontinuidades cuentan con un módulo de Young mucho mayor al real, simulando un material de mucha mayor rigidez. Se eligió este valor del módulo para prevenir que ocurrieran grandes deformaciones dentro de los pilares, de forma de caracterizar el estado tensional dentro del pilar sin la posibilidad de que ocurriera fallamiento. Por esto los resultados de los modelos elásticos sin discontinuidades deben ser analizados sólo en forma comparativa.

VI.2.3 Propiedades de las Discontinuidades

Las discontinuidades construidas en los modelos corresponden a las agrupadas en los tres sistemas estructurales más importantes a partir del mapeo mediante línea de detalle (registro de estructuras menores, intermedias y en menor medida mayores). Dadas las características de las discontinuidades registradas en los sistemas definidos en el Capítulo III, y basado en Karzulovic (2005) y Gavia (2005) se asumieron el Ángulo de Fricción, las Rigideces Normal y Tangencial, la Cohesión y la Resistencia a la Tracción que se muestran en la tabla 6.2. No se consideró la posible presencia de agua en las discontinuidades.

Tabla 6.2. Propiedades de las discontinuidades.

Set	I	II	III	
Orientación	Dip (°)	85	70	25
	Dip Direction (°)	115	43	5
Geometría	Tipo de Terminación Típico	1-2-0	1-0-2-M	1-2-M
Características Geológicas-Geomecánicas	Tipo Genético Típico	HT-HP	HT-HP	TM-HP
	Subtipo Genético Típico	V14-V13	V14-V13-V10	V5-V10
	Tipo Geotécnico Típico	3-6-2	3-6-2	3-6-2
	Espesor Típico (cm)	0,1-0,5	0,1-0,5	0,1-0,9
	JRC 10 cm típico	4-6	6-8	4-6
	Espaciamiento (m)	1,2	1,4	1,5
	Rigidez Normal (GPa/m)	10	10	30
	Rigidez Tangencial (GPa/m)	2	2	12
	Ángulo de Fricción (°)	30	30	38
	Cohesión (Mpa)	0,5	0,5	1
Resistencia a la Tracción (Mpa)	0,3	0,3	1	

Las razones para usar la información registrada en las líneas de detalle y no otra (mapeo 1:1000 por ejemplo, estructuras intermedias y mayores) son las siguientes:

- La escala de los espaciamientos de las estructuras con respecto a la escala del pilar. Las estructuras mapeadas en línea de detalle tienen espaciamientos pequeños en relación a las dimensiones del pilar, a diferencia de las estructuras mapeadas a escala 1:1000, cuya ubicación espacial dentro del pilar tiene mayor importancia.
- La caracterización detallada de las estructuras mapeadas en las líneas con respecto a los demás muestreos estructurales realizados, como se mostró en el capítulo III.
- El hecho de que las estructuras “aleatorias”, o sea que no forman parte de ningún set representan un 35,8% del total en el caso de las estructuras mayores de 30 m, y un 58,3% del total en el caso de las estructuras a escala labor, a diferencia de las discontinuidades mapeadas mediante línea de detalle, donde cerca de un 80% de las estructuras pertenece a algún sistema estructural.

Para simplificar la geometría del modelo se asumió que las estructuras pertenecientes a estos sistemas tienen un largo mayor a la altura del pilar, de hasta 45 m. Esta simplificación se basa en la imposibilidad de ver en terreno cómo termina la mayoría de las estructuras, y en el hecho de que las terminaciones de la mayoría de las estructuras mapeadas son de tipo 1, o sea están semi-contenidas en la pared de la labor.

Por razones similares no se usó la posibilidad del programa 3DEC de generar variabilidad en el manto, en la dirección de manto y en el espaciamiento de las discontinuidades. Esta posibilidad habría causado que las estructuras de algunos de los sistemas terminaran en otras discontinuidades.

VI.2.4. Tamaño del Modelo y de las Zonas que lo Constituyen (Itasca Consultores, 2001)

VI.2.4.1 Tamaño del Modelo (Ubicación de los Bordos de Campo Lejano)

Los bordes de campo lejano de un modelo numérico tienen la misión de delimitar físicamente el tamaño del mismo, preservando la representación de un medio infinito. Por tal motivo, la posición que se seleccione para estos bordes es de gran importancia, ya que una mala selección de los mismos puede distorsionar los resultados del análisis (si están muy cerca del sector de interés) o aumentar innecesariamente el tamaño del modelo (haciendo gastar recursos computacionales en áreas irrelevantes para el problema).

En la práctica se recurre a soluciones analíticas de la teoría de la elasticidad para determinar la distancia “segura”, en la cual la interacción entre las excavaciones y los bordes afecta los resultados en porcentajes aceptables. La solución más conocida en este contexto es probablemente la de Kirsch (1898), que se desarrolló para condiciones bidimensionales. Dicha solución establece la influencia de una excavación circular de radio a efectuada en un medio isotrópico sometido a un campo de esfuerzos hidrostáticos p , a una distancia r de su centro, como lo ilustra la Figura 6.2.

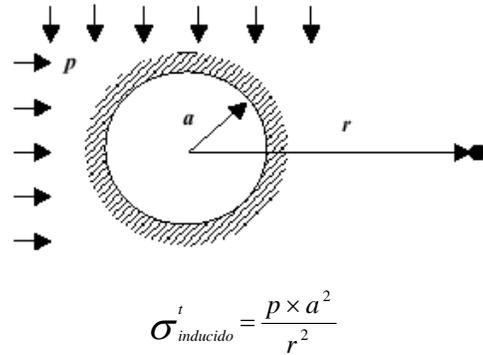


Figura 6.2. Solución analítica bidimensional de Kirsch (1898).

A partir de esta solución, para que el esfuerzo inducido sea inferior a un 5%, el punto debe ubicarse a una distancia igual a $5a$. Normalmente se elige esta distancia como posición aceptable de los bordes del modelo del túnel.

En el caso de excavaciones esféricas (3D), se estima la ubicación de los bordes del campo lejano en función de las expresiones dadas por Obert y Duvall (1967):

$$\Delta\sigma_{\text{tangencial}} = \frac{p \times a^3}{2 \times r^3} \quad \text{y} \quad \Delta\sigma_{\text{radial}} = \frac{p \times a^3}{r^3}$$

Esto es, a una distancia de $2a$, el esfuerzo inducido es de aproximadamente un 6% y es inferior a un 5% a una distancia de $3,5a$. En resumen, el decaimiento de los esfuerzos inducidos es más rápido en el caso de excavaciones tridimensionales y los bordes pueden disponerse a menor distancia que en el caso bidimensional.

Dado que los pilares no tienen geometría esférica, resulta apropiado definir una “esfera circunscrita equivalente”, que permitirá definir la posición de los bordes en forma más conservadora. De esta forma, se está en condiciones de suponer un radio equivalente $a = 20$ m correspondiente a los pilares en estudio y las galerías que lo rodean. Considerando una distancia al centro de la excavación de $r = 70$ m, el efecto del esfuerzo inducido es de 1,2% y 2,3%, para las variaciones de los esfuerzos tangencial y radial respectivamente, es decir:

$$\Delta\sigma_{\text{tangencial}} = 0,012 \times p \quad \text{y} \quad \Delta\sigma_{\text{radial}} = 0,023 \times p$$

Por lo tanto, como el incremento es bastante pequeño, se establecen los límites del modelo, con un tamaño de $140 \times 140 \times 140$ m, como se ilustra en la Figura 6.3.

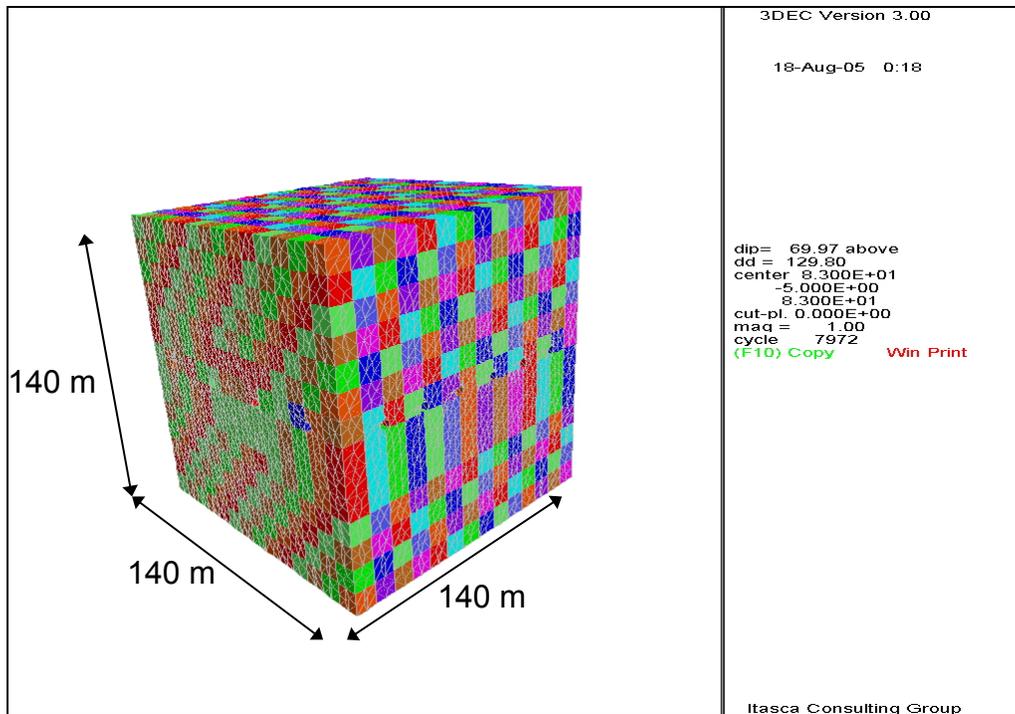


Figura 6.3. Tamaño de los modelos.

VI.2.4.2 Tamaño de las Zonas de los Modelos

En general es recomendable utilizar zonas de un tamaño de unos 0,2 a 1,0 m en los bordes de las excavaciones, con un incremento gradual del tamaño al alejarse de las excavaciones (para efectos de optimización del tamaño de los modelos). La definición del tamaño de la malla para obtener resultados con buena precisión, debe considerar tres factores relevantes:

- ◆ Mallas finas permiten obtener resultados más precisos debido a que proporcionan una mejor representación de los gradientes de esfuerzos.
- ◆ La precisión aumenta en la medida que las formas de las zonas tienden a ser de una “razón de aspecto” cercana a la unidad.
- ◆ Si se requiere utilizar zonas de diferentes tamaños, entonces mientras más gradual se realice el cambio de zonas pequeñas a grandes, mejores serán los resultados, pues no se introducirán agentes de “ruido numérico” en los análisis.

De acuerdo a los criterios anteriormente señalados y al condicionamiento que impone el tamaño del modelo y la optimización del tiempo para cada uno de los modelos en estudio, se determina que en el caso de los modelos elásticos sin discontinuidades el tamaño de las zonas en el centro del pilar central es de 0,4 m, el cual aumenta gradualmente hacia la periferia del modelo llegando finalmente a 3 m en el extremo de éste. En la Figura 6.4, se muestra un corte del modelo geométrico con el pilar en el centro y la graduación del tamaño de las zonas hacia la periferia de éste.

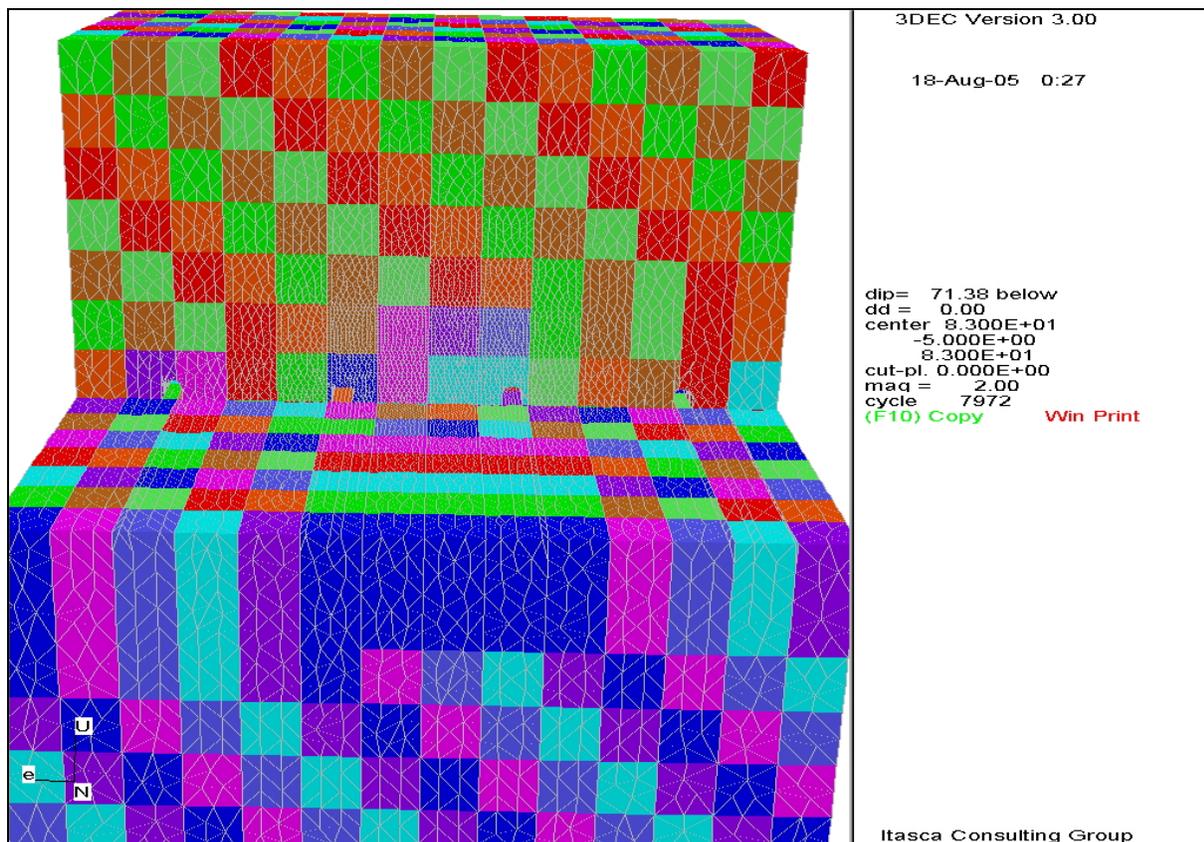


Figura 6.4. Tamaño de las zonas en el modelo elástico sin estructuras.

En el caso de los modelos con estructuras el tamaño de las zonas en el centro del pilar es de 0,3, el que aumenta gradualmente hacia la periferia del modelo llegando finalmente a 5 m. VI.2.4.3 Condiciones de Borde

Los análisis de excavaciones subterráneas normalmente se realizan fijando los desplazamientos de los bordes del modelo en todas las direcciones. Lo anterior se debe a que frecuentemente se conocen los esfuerzos en el sector de interés (mediciones de campo, derivaciones a partir de modelos de mayor escala, etc.) y la utilización de bordes fijos permite trabar los esfuerzos al interior del modelo (Figura 6.5).

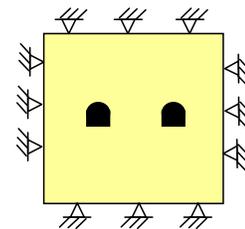


Figura 6.5. Condiciones de borde de los modelos.

VI.2.4.4 Condición de Esfuerzo

La condición de esfuerzo dice relación con el desarrollo de esfuerzos internos en los elementos (o zonas) en que se discretiza el modelo. En el presente estudio se usó la acción de esfuerzos in-situ, a partir de las mediciones de esfuerzo realizadas en el sector de estudio con anterioridad a este trabajo (tabla 6.3). Las mediciones de esfuerzo se usaron como línea base para la creación de tensores ficticios relativos a un análisis de sensibilidad sobre su orientación.

VI.3 Construcción de los Modelos

VI.3.1 Modelos Elásticos sin Discontinuidades

En primer lugar se realizó una serie de modelos simples de pilares sin discontinuidades. Los modelos realizados en la primera etapa son simples debido a que constituyen una primera aproximación del problema, y permiten identificar posibles dificultades o errores en la modelación, más complejos de detectar en modelos más complicados.

En este caso se asume que el CMET DR se comporta como un material elástico, homogéneo, isótropo y relativamente rígido, dadas las características presentadas en la Tabla 6.1.

El objetivo de esta etapa del estudio es encontrar la condición de esfuerzo más desfavorable para la estabilidad del pilar central del modelo de entre una serie de tensores propuestos.

Los resultados de todos los modelos (con y sin discontinuidades) fueron revisados en tres secciones ortogonales que cruzan el centro del pilar central. Las secciones son las siguientes:

Nivel de Hundimiento:

- Sección A: Vista en planta a 2 m sobre la cota del Nivel.
- Sección B: Sección vertical Sur-Norte.
- Sección C: Sección vertical Este-Oeste.

Nivel de Producción:

- Sección D: Vista en planta a 2 m sobre la cota del Nivel.
- Sección E: Sección vertical de rumbo N30°W, de Sureste a Noroeste.
- Sección F: Sección vertical de rumbo N60°E, de Suroeste a Noreste.

VI.3.1.1 Condición de Esfuerzo de los Modelos Elásticos sin Estructuras

Basado en las mediciones de esfuerzo realizadas en la mina Diablo Regimiento (Tabla 6.3), se construyó una serie de tensores ficticios, en los cuales se fijó la magnitud de σ_1 a 53 MPa y σ_2 y σ_3 son iguales a 18 MPa (Carga Biaxial donde $\sigma_1 \approx 3\sigma_2 = 3\sigma_3$). La justificación para esta simplificación está dada porque el caso de Carga Biaxial presenta una mayor anisotropía de esfuerzo y un mayor esfuerzo de corte que en el caso del estado tensional real.

Dado que se fijó la magnitud de los esfuerzos principales, se probó una serie de orientaciones del tensor, variando el azimut y el buzamiento del esfuerzo principal, como se muestra en la Tabla 6.4, buscando la condición más desfavorable con respecto a la estabilidad del pilar central. Por razones de simetría de los pilares el azimut del esfuerzo principal mayor se varió entre 0 y 90° en el caso del nivel de Hundimiento, y entre 0 y 180° en el caso del nivel de Producción.

Tabla 6.3. Mediciones de Esfuerzo realizadas en la mina Diablo Regimiento (Cavieres, 2004).

SITIO	ESFUERZO (MPa)		AZIMUT (°)	INCLINACION (°)
Galería Exploración DR	σ_1	50,7	351,8	-5,2
	σ_2	39,1	89,3	-54,7
	σ_3	19,8	258,1	-34,7
XC-54 Subnivel de Ventilación DR	σ_1	53,28	333,1	-19,4
	σ_2	28,58	75,6	-31,7
	σ_3	21,74	216,8	-51,6

Tabla 6.4. Condiciones de esfuerzo usadas en los Modelos Elásticos sin Discontinuidades.

Nivel	Caso	σ_1 (Mpa)	σ_2 (Mpa)	σ_3 (Mpa)	Az ₁ (°)	Az ₂ (°)	Az ₃ (°)	I ₁ (°)	I ₂ (°)	I ₃ (°)	σ_x (E-W) (Mpa)	σ_y (Vert.) (Mpa)	σ_z (N-S) (Mpa)	τ_{xy} (Mpa)	τ_{xz} (Mpa)	τ_{yz} (Mpa)
UCL	1.1.1	53	18	18	0	90	180	-20	0	-70	18,0	22,1	48,9	0,0	0,0	-11,2
	1.1.2	53	18	18	15	105	195	-20	0	-70	20,1	22,1	46,8	-2,9	7,7	-10,9
	1.1.3	53	18	18	30	120	210	-20	0	-70	25,7	22,1	41,2	-5,6	13,4	-9,7
	1.1.4	53	18	18	45	135	225	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	-8,0	15,5	-8,0
	1.1.5	53	18	18	60	150	240	-20	0	-70	41,2	22,1	25,7	-9,7	13,4	-5,6
	1.1.6	53	18	18	75	165	255	-20	0	-70	46,8	22,1	20,1	-10,9	7,7	-2,9
	1.1.7	53	18	18	90	180	270	-20	0	-70	48,9	22,1	18,0	-11,2	0,0	0,0
	1.1.8	53	18	18	0	90	180	-40	0	-50	18,0	32,5	38,5	0,0	0,0	-17,2
	1.1.9	53	18	18	0	90	180	-60	0	-30	18,0	44,3	26,8	0,0	0,0	-15,2
	1.1.10	53	18	18	0	90	180	-80	0	-10	18,0	51,9	19,1	0,0	0,0	-6,0
	1.1.11	53	18	18	90	180	270	-40	0	-50	38,5	32,5	18,0	-17,2	0,0	0,0
	1.1.12	53	18	18	90	180	270	-60	0	-30	26,8	44,3	18,0	-15,2	0,0	0,0
	1.1.13	53	18	18	90	180	270	-80	0	-10	19,1	51,9	18,0	-6,0	0,0	0,0
	1.1.14	53	18	18	90	180	270	-90	0	0	18,0	53,0	18,0	0,0	0,0	0,0
	1.1.15	51	39	20	351	89	258	-5	-55	-35	26,9	32,9	49,8	-8,7	-4,2	-2,8
	1.1.16	53	29	22	333	76	217	-19	-32	-52	32,1	27,1	44,4	1,5	-10,1	-9,6
PRODUCCION	1.2.1	53	18	18	0	90	180	-20	0	-70	18,0	22,1	48,9	0,0	0,0	-11,2
	1.2.2	53	18	18	15	105	195	-20	0	-70	20,1	22,1	46,8	-2,9	7,7	-10,9
	1.2.3	53	18	18	30	120	210	-20	0	-70	25,7	22,1	41,2	-5,6	13,4	-9,7
	1.2.4	53	18	18	45	135	225	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	-8,0	15,5	-8,0
	1.2.5	53	18	18	60	150	240	-20	0	-70	41,2	22,1	25,7	-9,7	13,4	-5,6
	1.2.6	53	18	18	75	165	255	-20	0	-70	46,8	22,1	20,1	-10,9	7,7	-2,9
	1.2.7	53	18	18	90	180	270	-20	0	-70	48,9	22,1	18,0	-11,2	0,0	0,0
	1.2.8	53	18	18	105	195	285	-20	0	-70	46,8	22,1	20,1	-10,9	-7,7	2,9
	1.2.9	53	18	18	120	210	300	-20	0	-70	41,2	22,1	25,7	-9,7	-13,4	5,6
	1.2.10	53	18	18	135	225	315	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	-8,0	-15,5	8,0
	1.2.11	53	18	18	150	240	330	-20	0	-70	25,7	22,1	41,2	-5,6	-13,4	9,7
	1.2.12	53	18	18	165	255	345	-20	0	-70	20,1	22,1	46,8	-2,9	-7,7	10,9
	1.2.13	53	18	18	180	270	0	-20	0	-70	18,0	22,1	48,9	0,0	0,0	11,2
	1.2.14	53	18	18	0	90	180	-40	0	-50	18,0	32,5	38,5	0,0	0,0	-17,2
	1.2.15	53	18	18	0	90	180	-60	0	-30	18,0	44,3	26,8	0,0	0,0	-15,2
	1.2.16	53	18	18	0	90	180	-80	0	-10	18,0	51,9	19,1	0,0	0,0	-6,0
1.2.17	53	18	18	90	180	270	-40	0	-50	38,5	32,5	18,0	-17,2	0,0	0,0	
1.2.18	53	18	18	90	180	270	-60	0	-30	26,8	44,3	18,0	-15,2	0,0	0,0	
1.2.19	53	18	18	90	180	270	-80	0	-10	19,1	51,9	18,0	-6,0	0,0	0,0	
1.2.20	53	18	18	90	180	270	-90	0	0	18,0	53,0	18,0	0,0	0,0	0,0	
1.2.21	51	39	20	351	89	258	-5	-55	-35	26,9	32,9	49,8	-8,7	-4,2	-2,8	
1.2.22	53	29	22	333	76	217	-19	-32	-52	32,1	27,1	44,4	1,5	-10,1	-9,6	

Nota: Az = Azimut; I = Inclinación, negativa indica bajo la horizontal.

En la tabla 6.4 los casos 1.1.15, 1.1.16, 1.2.21 y 1.2.22 representan los tensores de las mediciones realizadas (Tabla 6.3).

VI.3.1.2 Resultados de los Modelos Elásticos sin Discontinuidades

Con los modelos equilibrados se buscó el caso más desfavorable para la estabilidad del pilar, tomando como criterio el área en secciones dentro de los pilares con un esfuerzo de corte mayor a un valor umbral que permitiera apreciar diferencias entre los distintos casos. Los valores umbrales seleccionados fueron de 25 MPa en los modelos del nivel de Hundimiento y de 30 MPa en los modelos del nivel de Producción, ya que son los que muestran mejor el contraste entre cada caso. En el Anexo VIII se muestran las secciones con esfuerzo de corte en los pilares.

Se definió el parámetro FC que representa el porcentaje del área total del pilar con un esfuerzo de corte sobre el valor umbral en una sección (A, B y C o D, E y F dependiendo del nivel, Figura 6.6). Para determinar el parámetro FC en las secciones verticales se asumió que los pilares tienen 5 m de altura y que sus límites horizontales corresponden a los ejes de las galerías que rodean al pilar.

El criterio para seleccionar la orientación más desfavorable fue elegir el caso que maximizara el parámetro FC en las tres secciones. En la figura 6.7 se muestra el valor de FC en los modelos de ambos niveles.

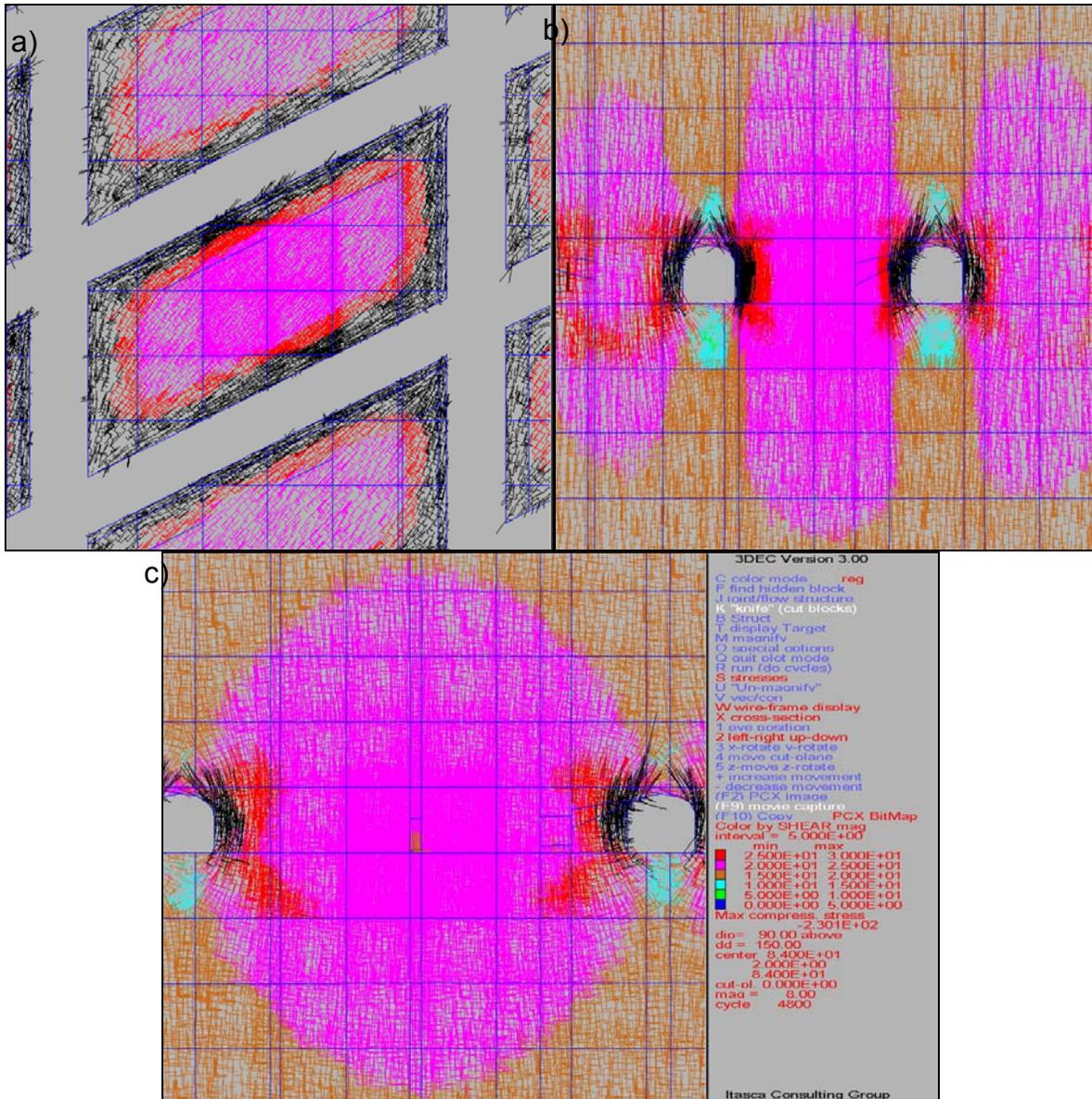


Figura 6.6. Ploteo de vectores de esfuerzo principal coloreados por esfuerzo de corte en el modelo 1.2.1 (nivel de Producción). En negro están coloreadas las áreas con esfuerzo de corte mayor a 30 MPa. a) Sección D. b) Sección E. c) Sección F. Escala en MPa.

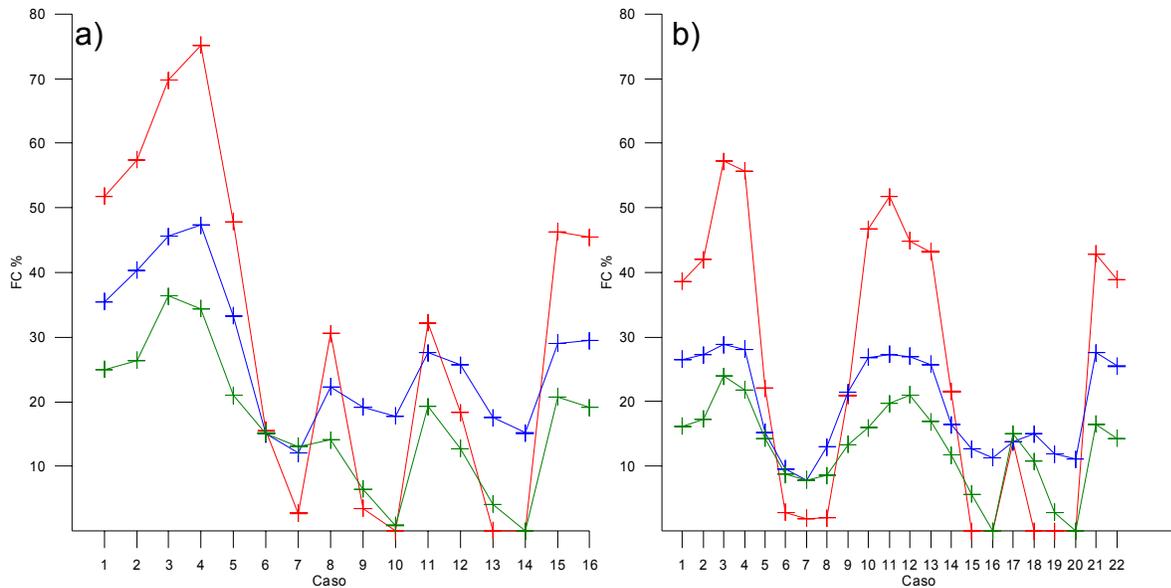


Figura 6.7. Parámetro FC en las tres secciones definidas que cruzan el centro del pilar por cada caso analizado. a) Modelos nivel de Hundimiento. b) Pilares del nivel de Producción. Secciones A, D en rojo, secciones B, E en azul y secciones C, F en verde dependiendo del nivel.

Los casos 1.1.15, 1.1.16, 1.2.21 y 1.2.22 representan los tensores de las mediciones de esfuerzo de la Tabla 6.3. El azimut de σ_1 en los casos 1.1.15 y 1.2.21 (medición de esfuerzo Galería de Exploración DR) es similar a los casos 1.1.1 y 1.2.1 respectivamente, y el de los casos 1.1.16 y 1.2.22 (medición de esfuerzo XC-54 SNV DR) es similar a los casos 1.1.13 y 1.2.3. El parámetro FC es menor o igual en los modelos con tensores "reales" (casos 1.1.15, 1.1.16, 1.2.21 y 1.2.22) que en los modelos con tensores ficticios similares respectivos (casos 1.1.1, 1.1.3, 1.2.1 y 1.2.3), como lo muestra la figura 6.7. Esto indica que los casos de carga biaxial entregan un resultado más desfavorable pero similar.

La figura 6.8 muestra que en el caso de pilares del nivel de Hundimiento la orientación más desfavorable del esfuerzo se presenta cuando el azimut del esfuerzo principal mayor es de 45° (Caso 1.4), mientras que en el caso del nivel de Producción el parámetro FC se maximiza cuando el azimut del esfuerzo principal mayor es de 30° (Caso 2.3). Además se observa que en ambos niveles FC se maximiza cuando el esfuerzo principal mayor tiene un buzamiento bajo ($20-40^\circ$), y se minimiza cuando es subvertical.

Es notable además el hecho de que el parámetro FC se minimiza cuando el esfuerzo principal mayor es Este-Oeste en ambos niveles. Esto tendría relación con la orientación del esfuerzo principal mayor con respecto a los ejes mayor y menor del pilar, tomando en cuenta eso sí que no se trata del tensor real.

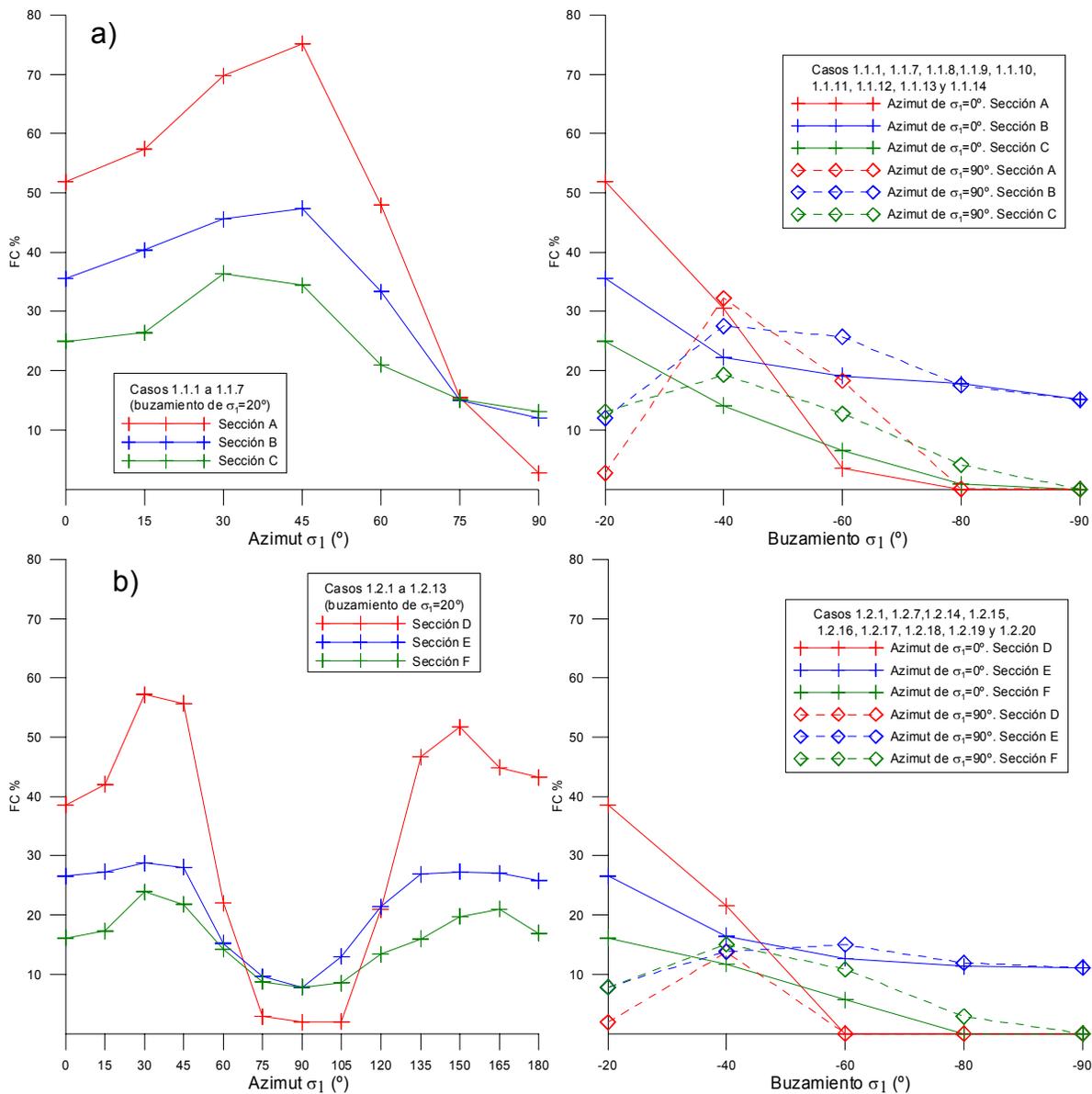


Figura 6.8. Parámetro FC versus azimuth del esfuerzo principal mayor y versus el buzamiento del esfuerzo principal mayor. a) Nivel de Hundimiento. b) Nivel de Producción.

VI.3.2 Modelos Elásticos con Discontinuidades

VI.3.2.1 Condición de Esfuerzo

De acuerdo a los resultados obtenidos en los modelos elásticos sin discontinuidades se seleccionaron los tensores que se muestran en la Tabla 6.5, que son los más desfavorables para la estabilidad de los pilares genéricos (sin discontinuidades), dado que se fijó la magnitud de los esfuerzos principales. Por consideraciones de simetría en los pilares del nivel de Hundimiento se seleccionó un azimuth para el esfuerzo principal mayor de 45°, 135°, 225° y 315°, y un buzamiento de 20°. En los modelos del nivel de Producción se usó un azimuth para el esfuerzo principal mayor de 30° y de 210°, y un buzamiento de 20°.

Tabla 6.5. Tensores usados en los Modelos Elásticos con Discontinuidades.

Nivel	Caso	σ_1 (Mpa)	σ_2 (Mpa)	σ_3 (Mpa)	Az_1 (°)	Az_2 (°)	Az_3 (°)	l_1 (°)	l_2 (°)	l_3 (°)	σ_x (E-W) (Mpa)	σ_y (Vert.) (Mpa)	σ_z (N-S) (Mpa)	τ_{xz} (Mpa)	τ_{xy} (Mpa)	τ_{yz} (Mpa)
UCL	2.1.1	53	18	18	45	135	225	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	15,5	-8,0	-8,0
	2.1.2	53	18	18	225	315	45	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	15,5	8,0	8,0
	2.1.3	53	18	18	135	225	315	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	-15,5	8,0	-8,0
	2.1.4	53	18	18	315	45	135	-20	0	-70	33,5	22,1	33,5	-15,5	-8,0	8,0
PRODUCCION	2.2.1	53	18	18	30	120	210	-20	0	-70	25,7	22,1	41,2	13,4	-9,7	-5,6
	2.2.2	53	18	18	210	300	30	-20	0	-70	25,7	22,1	41,2	13,4	9,7	5,6

VI.3.2.2 Resultados de los Modelos Elásticos con Discontinuidades

Los resultados de los modelos elásticos con discontinuidades pueden dividirse en tres aspectos principales:

VI.3.2.2.1 Esfuerzos Principales, Esfuerzo Vertical y Desplazamientos

En cada uno de los seis modelos se analizó la distribución de los esfuerzos principales mayor y menor y del esfuerzo vertical en las secciones ortogonales A, B, C y D, E y F señaladas anteriormente, que cruzan el centro del pilar. En el Anexo IX se muestran estas secciones.

Se presentaron diferencias en la distribución de esfuerzo entre cada modelo, sin embargo las principales diferencias en magnitud se dieron en las zonas más cercanas a las galerías. En las tablas 6.6 y 6.7 se muestra un resumen de las características encontradas en las secciones analizadas.

En cuanto a los desplazamientos, la magnitud de éstos es inferior a 1 cm en el núcleo de los pilares en todos los modelos (3 m desde las galerías al interior de los pilares). Cabe mencionar que el núcleo de los pilares representa la zona con menor magnitud de desplazamiento total en las secciones en todos los modelos (por ejemplo, Figura 6.9), siendo esta magnitud similar y en algunos casos inferior a la magnitud del desplazamiento en las zonas del modelo lejos de las excavaciones. En los bordes de los pilares el desplazamiento alcanza hasta 50 cm en los bloques separados del pilar (bloques caídos; ver también Anexo IX).

Tabla 6.6. Resumen de las características más importantes observadas en las secciones de los modelos del nivel de Hundimiento. Esfuerzos principales mayor y menor, y esfuerzo vertical.

Modelo	Esfuerzo Principal Mayor	Esfuerzo Principal Menor	Esfuerzo Vertical	Consideraciones con respecto a las Estructuras
2.1.1	<p>En el núcleo del pilar σ_1 es inferior a 67 Mpa y superior a 50 Mpa.</p> <p>σ_1 es mayor a 67 Mpa sólo en los tres primeros metros alrededor de las galerías.</p> <p>Se produce una concentración de esfuerzos altos en las partes superior Este e inferior Oeste de las galerías Norte-Sur.</p>	<p>σ_3 es inferior a 20 Mpa en la mayoría del área observada, sólo cambia en las cercanías de las galerías.</p> <p>σ_3 es de tracción alrededor de las galerías, los primeros 3 m.</p> <p>El pilar no genera grandes cambios en σ_3 con respecto al macizo rocoso circundante.</p>	<p>En los bordes Norte, Este y Oeste del pilar (primeros 2 m) alrededor de las estructuras del sistema I aparecen concentraciones de alto esfuerzo vertical (sobre 55 Mpa).</p> <p>En la cara sur del pilar las concentraciones de alto esfuerzo aparecen alrededor de las estructuras del sistema II.</p> <p>Las zonas con menor esfuerzo vertical corresponden al techo y el piso de las galerías.</p>	<p>Los sistemas estructurales I y II controlan la distribución de sigma 1 en las tres secciones.</p>
2.1.2	<p>σ_1 es mayor a 50 Mpa en la gran mayoría del pilar, incluido el núcleo.</p> <p>Se produce una concentración de esfuerzos altos en las partes superior Este e inferior Oeste de las galerías Norte-Sur.</p>	<p>σ_3 es inferior a 20 Mpa en la mayoría del área observada, sólo cambia en las cercanías de las galerías.</p> <p>σ_3 es de tracción alrededor de las galerías, los primeros 3 m.</p> <p>El pilar no genera grandes cambios en σ_3 con respecto al macizo rocoso circundante.</p>	<p>En los bordes del pilar (primeros 2 m) alrededor de las estructuras del sistema I aparecen concentraciones de alto esfuerzo vertical (sobre 55 Mpa).</p> <p>Las zonas con menor esfuerzo vertical corresponden al techo y el piso de las galerías.</p>	<p>La distribución del esfuerzo está controlada por los sistemas estructurales I y II.</p>
2.1.3	<p>σ_1 es mayor a 67 Mpa en los primeros 4 m alrededor de las galerías.</p> <p>Se produce una concentración de esfuerzos altos en las partes superior Oeste e inferior Este de las galerías Norte-Sur.</p> <p>Se observa que σ_1 es mayor a 110 Mpa en la parte baja Este de las galerías Norte-Sur.</p>	<p>El pilar presenta mayores áreas con σ_3 de tracción en los bordes.</p> <p>Los primeros 2 m alrededor de las galerías Norte-Sur están desconfiados, y los primeros 4 m en las galerías Este-Oeste.</p> <p>Este es el caso con mayores áreas desconfiadas entre los modelos de pilares del nivel de Hundimiento.</p>	<p>En los bordes del pilar (primeros 2 m) alrededor de las estructuras de los sistemas I y II aparecen concentraciones de bajo esfuerzo vertical (bajo 35 Mpa) y alto esfuerzo vertical (sobre 55 Mpa).</p>	<p>La distribución del esfuerzo está controlada por los sistemas estructurales I y II.</p>
2.1.4	<p>σ_1 es inferior a 50 Mpa en alrededor de 30% del área del pilar, y es inferior a 67 Mpa en casi toda su área.</p> <p>Se produce una concentración de esfuerzos altos en las partes superior Oeste e inferior Este de las galerías Norte-Sur.</p>	<p>σ_3 es inferior a 20 Mpa en la mayoría del área observada, sólo cambia en las cercanías de las galerías.</p> <p>σ_3 es de tracción alrededor de las galerías, los primeros 3 m.</p> <p>El pilar no genera grandes cambios en σ_3 con respecto al macizo rocoso circundante.</p>	<p>En los bordes del pilar (primeros 2 m) alrededor de las estructuras del sistema I aparecen concentraciones de bajo esfuerzo vertical (bajo 35 Mpa) y alto esfuerzo vertical (sobre 55 Mpa).</p>	<p>La distribución del esfuerzo está controlada por los sistemas estructurales I y II.</p> <p>El borde del pilar (primeros 4 m) está más desconfiado que en los otros modelos.</p>

Tabla 6.7. Resumen de las características más importantes observadas en las secciones de los modelos del nivel de Producción. Esfuerzos principales mayor y menor, y esfuerzo vertical.

Modelo	Esfuerzo Principal Mayor	Esfuerzo Principal Menor	Esfuerzo Vertical	Consideraciones con respecto a las Estructuras
2.2.1	<p>En el núcleo del pilar σ_1 es inferior a 67 Mpa y superior a 50 Mpa.</p> <p>Se produce una concentración de esfuerzos altos en las partes superior Este e inferior Oeste de las galerías Norte-Sur.</p>	<p>σ_3 es inferior a 25 Mpa en la mayoría del área observada, sólo cambia en las cercanías de las galerías.</p> <p>El pilar no genera grandes cambios en σ_3 con respecto al macizo rocoso circundante.</p>	<p>El núcleo del pilar presenta un esfuerzo vertical inferior a 55 Mpa y superior a 35 Mpa.</p> <p>En los bordes del pilar (primeros 3 m desde las galerías) aparecen zonas con esfuerzo vertical de magnitud mayor a 55 Mpa, y zonas cercanas a las estructuras del sistema I con esfuerzo vertical de magnitud mayor a 75 Mpa.</p>	<p>En ambos modelos del nivel de Producción las estructuras más importantes son las del sistema I.</p>
2.2.2	<p>El núcleo del pilar presenta un esfuerzo principal mayor superior a 50 Mpa, y en gran parte es superior a 67 Mpa, e inferior a 83 Mpa.</p> <p>Se produce una concentración de esfuerzos altos en las partes superior Este e inferior Oeste de las galerías Norte-Sur.</p>	<p>σ_3 es inferior a 25 Mpa en la mayoría del área observada, sólo cambia en las cercanías de las galerías.</p> <p>El pilar no genera grandes cambios en σ_3 con respecto al macizo rocoso circundante.</p>	<p>En los bordes del pilar (primeros 5 m desde las galerías) aparecen amplias zonas con esfuerzo vertical de magnitud mayor a 55 Mpa, y zonas cercanas a las estructuras del sistema I con esfuerzo vertical de magnitud mayor a 75 Mpa.</p>	<p>Este modelo presenta esfuerzos más altos que el caso anterior.</p>

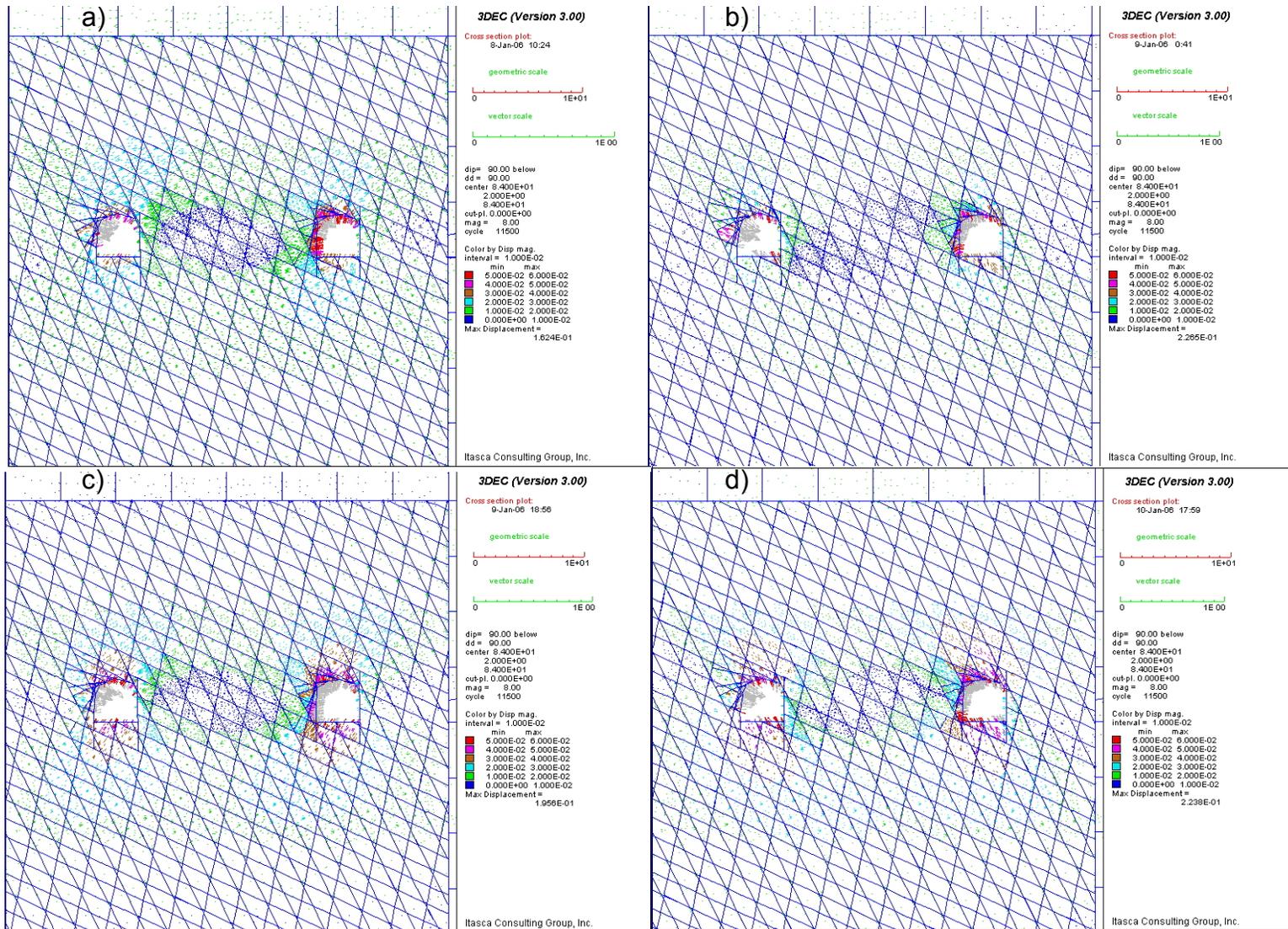


Figura 6.9. Proyección de los vectores de desplazamiento coloreados por su magnitud en los modelos de pilares del nivel de Hundimiento, visto en la sección B. a) Caso 2.1.1. b) Caso 2.1.2. c) Caso 2.1.3. d) Caso 2.1.4. Escala en m.

De acuerdo a las tablas 6.6 y 6.7 se puede concluir lo siguiente con respecto al esfuerzo sufrido por los pilares:

- El esfuerzo en el núcleo del pilar en todos los modelos no presenta grandes variaciones en su magnitud y alcanzó valores de hasta 67 MPa en el nivel de Hundimiento y de hasta 83 MPa en el nivel de Producción.
- Hay atributos en las secciones obtenidas que indican que las estructuras juegan un papel importante como límites entre zonas con distintos valores de σ_1 y σ_3 , especialmente en las partes más cercanas a las galerías.
- El esfuerzo Principal Menor siempre es compresivo salvo en algunas zonas delimitadas claramente por estructuras, de pequeña extensión areal en los bordes de los pilares (Anexo IX). Estas zonas corresponden a bloques susceptibles de caer. En general el esfuerzo principal menor es inferior a 25 MPa.
- Se observó que la distribución del esfuerzo vertical en los modelos del nivel de Hundimiento es muy similar entre los casos 2.1.1 y 2.1.2, pero muy diferente en los demás casos (Figura 6.10). Los modelos 2.1.3 y 2.1.4 muestran concentraciones de esfuerzo vertical de magnitud inferior a 35 MPa en los bordes del pilar cerca de las estructuras del sistema II en el caso 2.1.3 y cerca de las estructuras del sistema I en el caso 2.1.4.
- En ambos modelos del nivel de Producción las estructuras más importantes en cuanto al control del esfuerzo son las del sistema I.
- En todos los modelos se generan amplias zonas sobre todas las galerías con un esfuerzo principal mayor inferior a 50 MPa, y donde el esfuerzo vertical es inferior a 35 MPa. Aparecen zonas de entre 3 y 10 m sobre el techo de las galerías donde el esfuerzo vertical es inferior a 15 MPa, y zonas de entre 1 y 4 m donde el esfuerzo principal menor es de tracción, de hasta -13 MPa.
- Aunque hay zonas con tracción en el techo de las galerías, similares a las de las paredes, el sistema III (Subhorizontal) no controla inestabilidades en esta región en ningún caso estudiado.

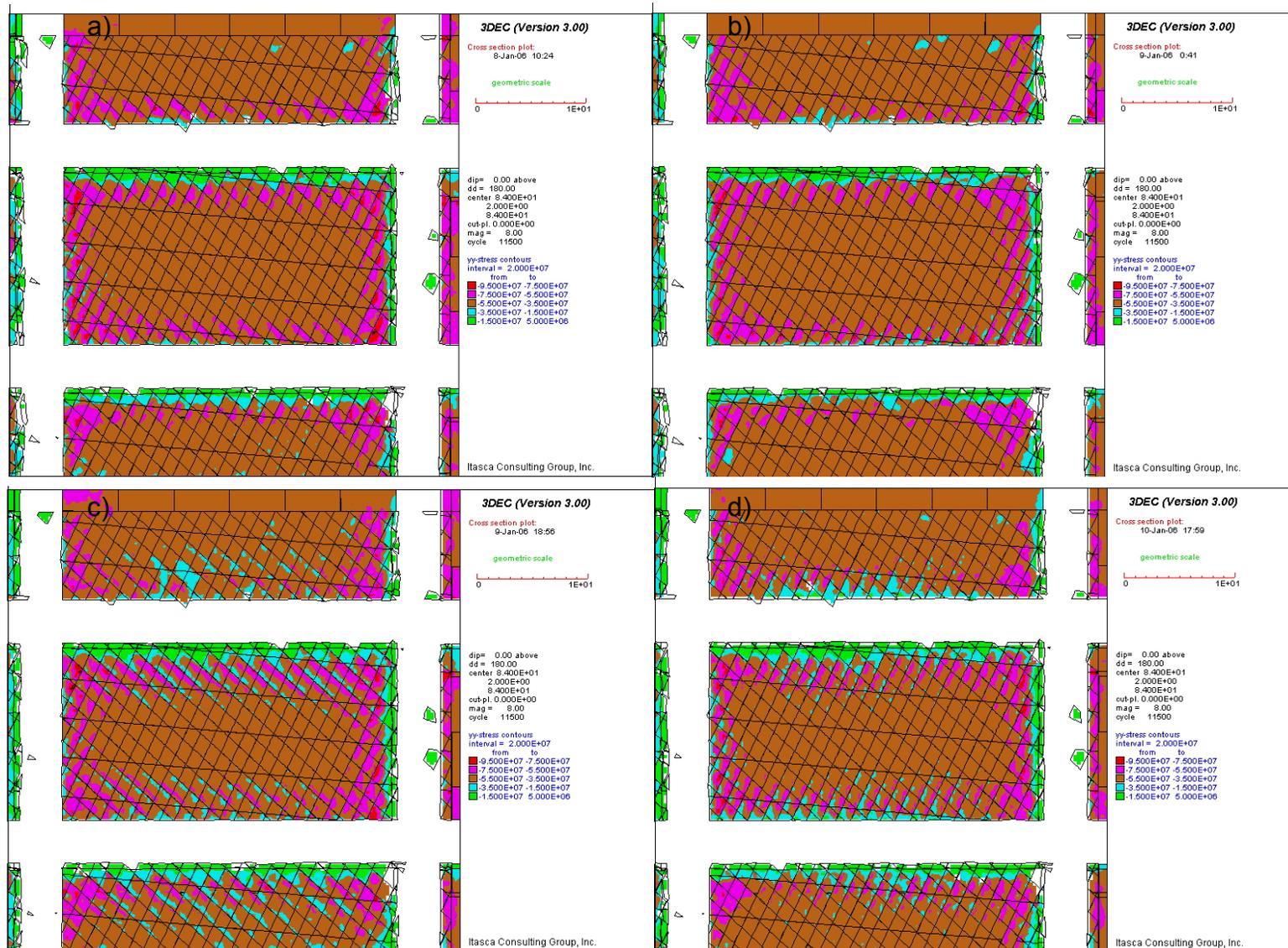


Figura 6.10. Esfuerzo Vertical en los modelos de pilares del nivel de Hundimiento, visto en la sección A. a) Caso 2.1.1. b) Caso 2.1.2. c) Caso 2.1.3. d) Caso 2.1.4. Escala en Pa.

VI.3.2.2.2 Esfuerzo Vertical y Método del Área Tributaria

Otro aspecto importante fue comparar los valores de esfuerzo vertical obtenidos en los modelos con una estimación del esfuerzo vertical realizada mediante el método del área tributaria. Según este método y ya que el esfuerzo vertical (σ_v en la Tabla 6.5) es el mismo en todos los casos, los pilares de cada nivel deberían sufrir el mismo esfuerzo axial σ_p , igual a 31,3 MPa en los pilares del nivel de Hundimiento y a 33 MPa en los pilares del nivel de Producción. Los modelos muestran que el método del área tributaria subestima el esfuerzo vertical al que se ven sometidos los pilares en ambos niveles, dado que la mayor parte del volumen de los pilares, y en particular su núcleo en todos los modelos se encuentran sometidos a un esfuerzo axial entre 35 y 55 MPa, como lo muestran las figuras 6.10 y 6.11. En los modelos de pilares del nivel de Producción, aparecen esfuerzos verticales de magnitud aún mayor y de gran distribución areal dentro de los pilares.

De todas formas hay que considerar que en los modelos desarrollados (tensores ficticios) el esfuerzo Axial en los pilares es menor que el "real" (a partir de las mediciones de esfuerzo, Tabla 5.4), dado que los tensores ficticios presentan un esfuerzo vertical menor.

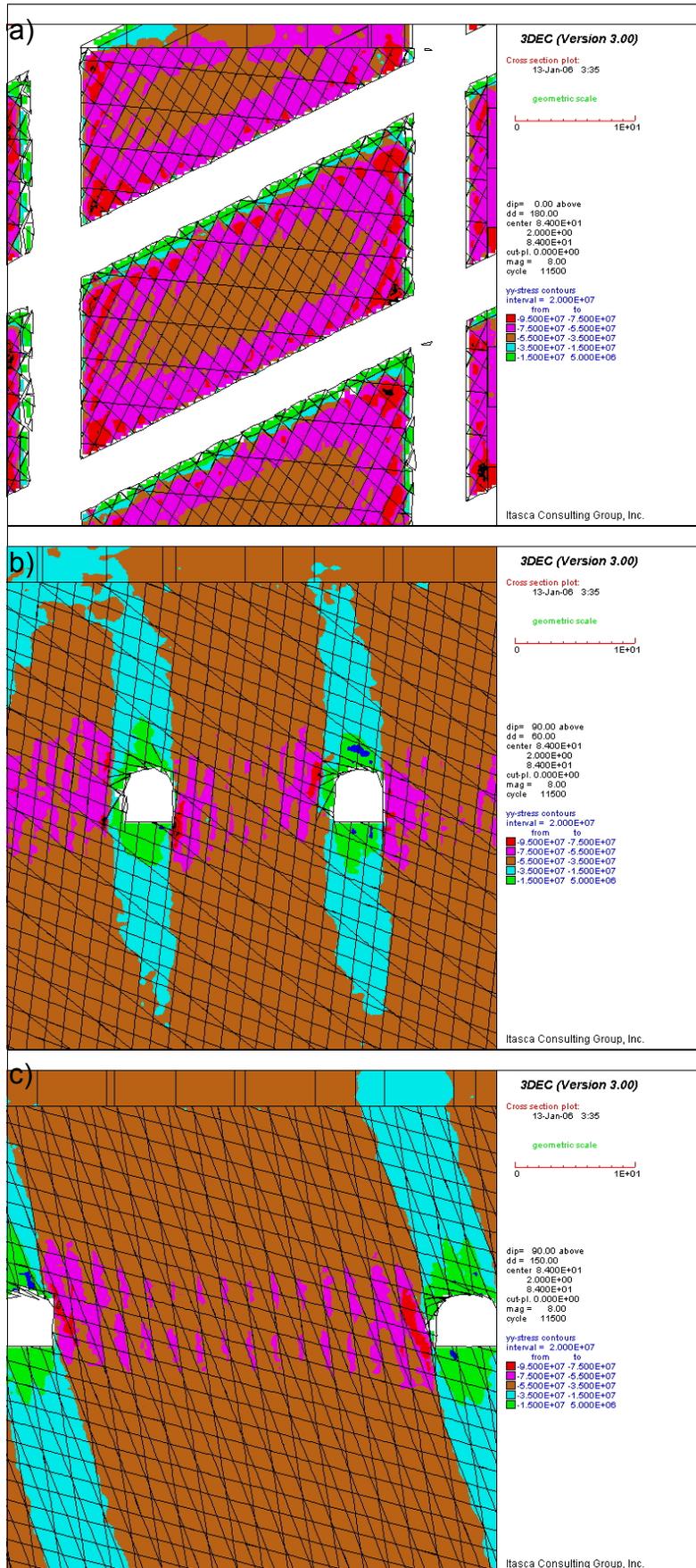


Figura 6.11. Esfuerzo Vertical en el modelo 2.2.1. a) Sección D. b) Sección E. c) Sección F. Escala en Pa.

VI.3.2.2.3 Criterio de Análisis Cuantitativo de los Resultados (Criterio Hoek-Brown)

Para comparar cuantitativamente los resultados de los modelos se usó el criterio de falla de Hoek-Brown (versión 1997). Se analizó una variedad de parámetros de Hoek-Brown, y de forma análoga al caso de los modelos elásticos sin estructuras, para los distintos parámetros se estimaron áreas dentro del pilar con un factor de seguridad superior a 0,5, 1 y 1,5 en las secciones A, B, C, D, E y F. Esto permitió visualizar dos resultados importantes:

- i. Encontrar la orientación más desfavorable del tensor de esfuerzos en relación atribuible exclusivamente a las discontinuidades, dada la simetría de los pilares con respecto al tensor en los cuatro casos del nivel de Hundimiento, y en los dos casos del nivel de Producción. Esto se realizó considerando 13 casos diferentes de combinaciones de parámetros del criterio de Hoek-Brown (Tabla 6.8).
- ii. Efectuar un análisis de sensibilidad en relación a los parámetros de Hoek-Brown GSI y m_b .

Tabla 6.8. Parámetros de Hoek-Brown del Macizo Rocoso analizados.

Caso	Parámetros Hoek-Brown							
	σ_{ci} (Mpa)	m_i	GSI	m_b	s	a	σ_{TM} (Mpa)	σ_{CM} (Mpa)
1.1	98	6,4	70	2,19	0,03567	0,5	1,58	24,5
1.2	98	6,4	65	1,83	0,02047	0,5	1,09	20,3
1.3	98	6,4	55	1,28	0,00674	0,5	0,51	14,6
1.4	98	6,4	45	0,9	0,00222	0,5	0,24	11
2.1	110	15	78	6,72	0,08208	0,5	1,34	44,7
2.2	110	15	65	4,3	0,02047	0,5	0,52	29,5
2.3	110	15	55	3,01	0,00674	0,5	0,25	22,3
2.4	110	15	45	2,1	0,00222	0,5	0,12	17,4
3.1	98	10	75	4,09	0,06218	0,5	1,51	33,5
3.2	98	10	65	2,87	0,02047	0,5	0,71	23,6
3.3	98	10	55	2	0,00674	0,5	0,34	17,4
3.4	98	10	45	1,4	0,00222	0,5	0,16	13,4
4.1	98	-	-	0	0,11	0,5	-	-

Los casos expuestos en la Tabla 6.8 se relacionan con los parámetros presentados en la Tabla 5.5, salvo por el caso 4.1, que atañe al criterio de “ruptura frágil” recomendado por Martin y Maybee (2000) para analizar la estabilidad de pilares con razones ancho/alto menores a 2.

Se presenta además un resumen con las características de los factores de seguridad encontrados en los pilares en las tablas 6.9 y 6.10. Es importante señalar que las estructuras geológicas representan los límites más comunes entre zonas con distintos factores de seguridad, en especial en los bordes de los pilares.

En todos los casos los factores de seguridad son mínimos en las cercanías de las galerías y aumentan hacia el núcleo de pilar (Figura 6.12).

Tabla 6.9. Atributos más importantes de los factores de seguridad en los pilares del nivel de Hundimiento.

Modelo	Atributos Factores de Seguridad (FS) Borde del Pilar	Atributos Factores de Seguridad (FS) Núcleo del Pilar
2.1.1	<p>FS menores a 0,5 aparecen en los primeros 2 m desde el borde del pilar en todos los casos.</p> <p>FS menores a 1 aparecen en los primeros 5 m desde el borde del pilar en todos los casos salvo el 1.4 y el 4.1, donde la mayor parte del volumen del pilar tiene un FS menor a 1.</p> <p>Los FS presentan un patrón simétrico en los bordes del pilar, el daño es similar en las cuatro galerías.</p>	<p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1 en los casos 1.1, 1.2, 1.3, 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 3.1, 3.2, 3.3 y 3.4</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1,5 en los casos 1.1, 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 3.1, y 3.2.</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 2 en los casos 2.1, 2.2 y 3.1.</p>
2.1.2	<p>FS menores a 0,5 aparecen en los primeros 2 m desde el borde del pilar en todos los casos, salvo el 1.3 y 1.4, donde aparecen hasta los primeros 5 m.</p> <p>Los casos 1.1, 1.2, 1.3, 1.4 y 4.1 presentan factores de seguridad menores a 1 en todo el volumen del pilar.</p> <p>Los FS presentan un patrón asimétrico en la sección B (sur-norte). El daño es más importante en la parte superior de las cajas sur y en la parte inferior de las cajas norte de las galerías este-oeste (conexiones).</p>	<p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1 en los casos 2.1, 2.2, 2.3, 3.1, 3.2.</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1,5 en el caso 2.1.</p> <p>No hay áreas en el pilar con FS mayores a 2 en ningún caso.</p>
2.1.3	<p>Las áreas con FS bajos son mayores alrededor de las conexiones que de las calles. Los FS menores a 0,5 aparecen en los primeros 5 m desde el borde del pilar en las conexiones y en los primeros 2 m en las calles.</p> <p>Los casos 1.3, 1.4, 3.4 y 4.1 presentan factores de seguridad menores a 1 en todo el volumen del pilar.</p> <p>Las estructuras controlan la distribución de los FS en toda el área del pilar.</p>	<p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1 en los casos 1.1, 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 3.1 y 3.2.</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1,5 en los casos 2.1, 2.2, y 3.1.</p> <p>El núcleo del pilar tiene áreas con FS mayores a 2 en el caso 2.1.</p>
2.1.4	<p>FS menores a 0,5 aparecen en los primeros 3 m desde el borde del pilar en todos los casos.</p> <p>FS menores a 1 aparecen en los primeros 4 m desde el borde del pilar en todos los casos salvo el 1.4 y el 4.1, donde la mayor parte del volumen del pilar tiene un FS menor a 1.</p> <p>Los FS presentan un patrón asimétrico en la sección B (sur-norte). El daño es más importante en la parte superior de las cajas sur y en la parte inferior de las cajas norte de las galerías este-oeste (conexiones).</p>	<p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1 en los casos 1.1, 1.2, 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 3.1, 3.2 y 3.3.</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1,5 en los casos 2.1, 2.2, 2.3 y 3.1.</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 2 en el caso 2.1.</p>

Tabla 6.10. Atributos más importantes de los factores de seguridad en los pilares del nivel de Producción.

Modelo	Atributos Factores de Seguridad (FS) Borde del Pilar	Atributos Factores de Seguridad (FS) Núcleo del Pilar
2.2.1	<p>FS menores a 0,5 aparecen en los primeros 3 m desde el borde del pilar, salvo en los casos 1.3, 1.4 y 3.4, donde alcanzan hasta 5 m desde el borde. Las esquinas agudas de los pilares (esquinas suroeste y noreste) presentan FS menores a 0,5 en áreas de 1 a</p> <p>Las zonas con FS menores a 1 varían mucho entre cada caso. En los casos 2.1, 2.2 y 3.1 alcanzan hasta 3 m al interior del pilar, mientras que en los casos 1.1, 1.2, 2.3 y 3.2 alcanzan hasta 4 m desde los bordes. En los casos 1.4, 2.4 y 3.3 alcanzan hasta</p> <p>La distribución de los FS alrededor de las galerías muestra que el daño ocurre preferencialmente en las cajas de éstas más que en su techo.</p>	<p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1 en los casos 1.1, 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 3.1 y 3.2.</p> <p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1,5 en los casos 2.1, 2.2, y 3.1.</p> <p>El núcleo del pilar tiene áreas con FS mayores a 2 en el caso 2.1.</p>
2.2.2	<p>La distribución de los FS varía mucho entre cada caso. FS de seguridad menores a 0,5 aparecen en los primeros 2 m desde los bordes del pilar en los casos 1.1, 2.1, 2.2, 2.3, 3.1 y 3.2, mientras que en los casos 1.2 y 3.3 alcanzan hasta 3 m desde los bordes</p> <p>Los casos 1.1, 1.2, 1.3, 1.4, 2.3, 2.4, 3.2, 3.3, 3.4 y 4.1 presentan factores de seguridad menores a 1 en todo el volumen del pilar.</p> <p>La distribución de los FS alrededor de las calles muestra que el daño ocurre preferencialmente en la parte alta de las cajas este. En las zanjas el daño es más simétrico, pero ocurre preferencialmente en la parte alta de las cajas sur, y en la parte baja</p>	<p>El núcleo del pilar tiene FS mayores a 1 en los casos 2.1, 2.2 y 3.1.</p> <p>El núcleo del pilar tiene zonas con FS mayor a 1,5 en el caso 2.1.</p> <p>No hay áreas en el pilar con FS mayores a 2 en ningún caso.</p>

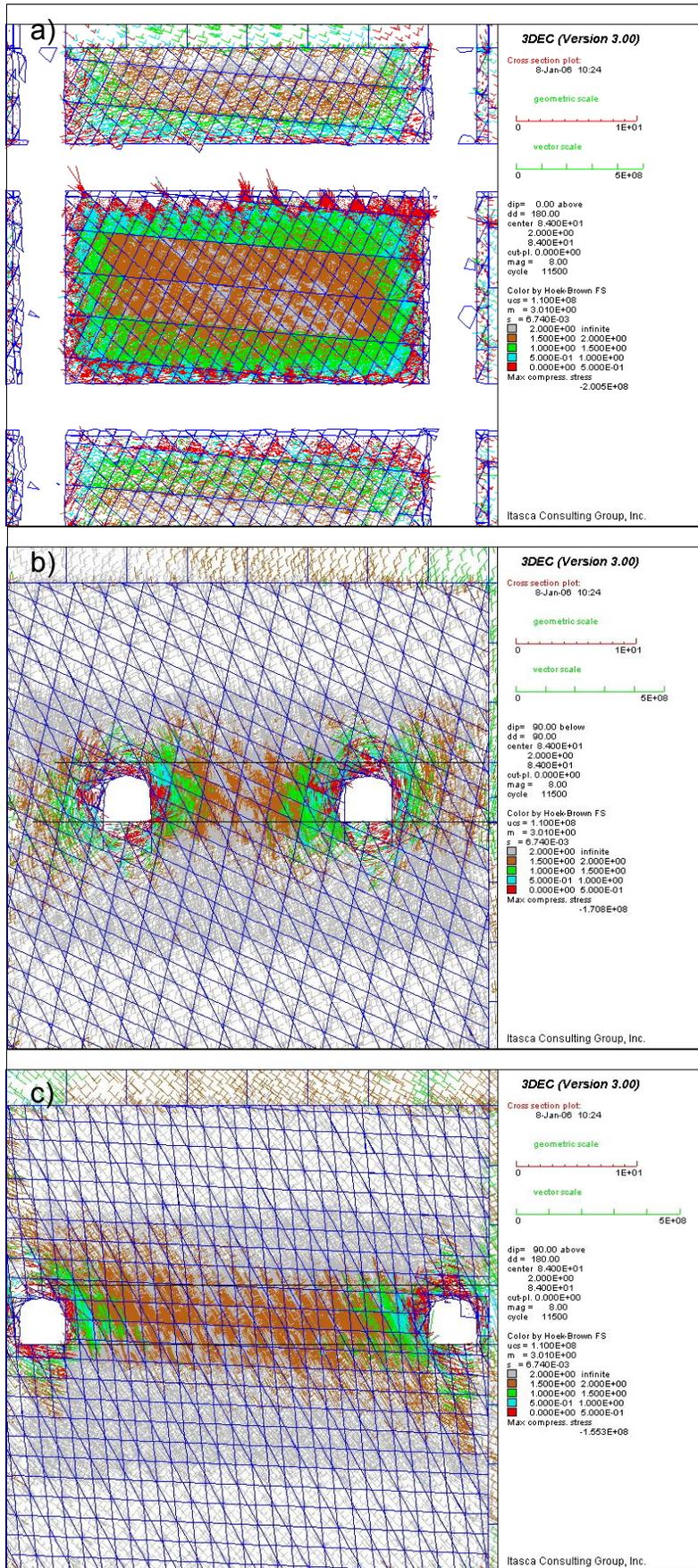


Figura 6.12. Factor de Seguridad según el criterio de Hoek-Brown bajo los parámetros del caso 2.3 de la Tabla 6.7 en el modelo 2.1.1. a) Sección A. b) Sección B. c) Sección C.

i. Orientación más desfavorable del tensor de esfuerzos

Se definió el parámetro ZF, que representa el porcentaje del área total del pilar con un Factor de Seguridad sobre el valor umbral en una sección. Los valores umbrales de factor de seguridad usados fueron 0,5, 1 y 1,5. Los resultados se muestran en las figuras 6.13 y 6.14.

La figura 6.13 (modelos del nivel de Hundimiento) indica que la orientación más desfavorable en general es la del modelo 2.1.3, donde el esfuerzo principal mayor tiene un azimut de 135° , y la más favorable es el caso 2.1.1, donde el esfuerzo principal mayor tiene un azimut de 45° . En ambos casos la distribución del esfuerzo muestra discontinuidades alrededor de las estructuras pertenecientes a los sistemas I y II en los bordes del pilar. En el pilar del modelo 2.1.3 la pérdida de confinamiento en los bordes es mayor que en los demás modelos.

En el nivel de Producción el tensor más desfavorable es el del modelo 2.2.2, donde el esfuerzo principal mayor tiene un azimut de 210° . Este modelo se caracteriza por presentar amplias zonas dentro del pilar con un esfuerzo vertical mayor a 75 MPa.

Se observa en las figuras 6.13 y 6.14 que en los modelos del nivel de Producción los parámetros ZF_1 y $ZF_{1,5}$ son sistemáticamente inferiores a los del nivel de Hundimiento, lo que indica que en los casos más desfavorables de orientación del tensor los pilares del nivel de Producción son más inestables que los del nivel de Hundimiento, considerando eso sí que no se trata del mismo tensor.

Los parámetros de “ruptura frágil” de Martin y Maybee (2000; $m_b=0$ y $s=0,11$) hacen que la totalidad del área de los pilares presente factores de seguridad inferiores a 1.

Los índices ZF se maximizan en los casos de parámetros de Hoek-Brown 2.1, 2.2 y 3.1, y se minimizan en los casos 1.4, 3.4 y 4.1.

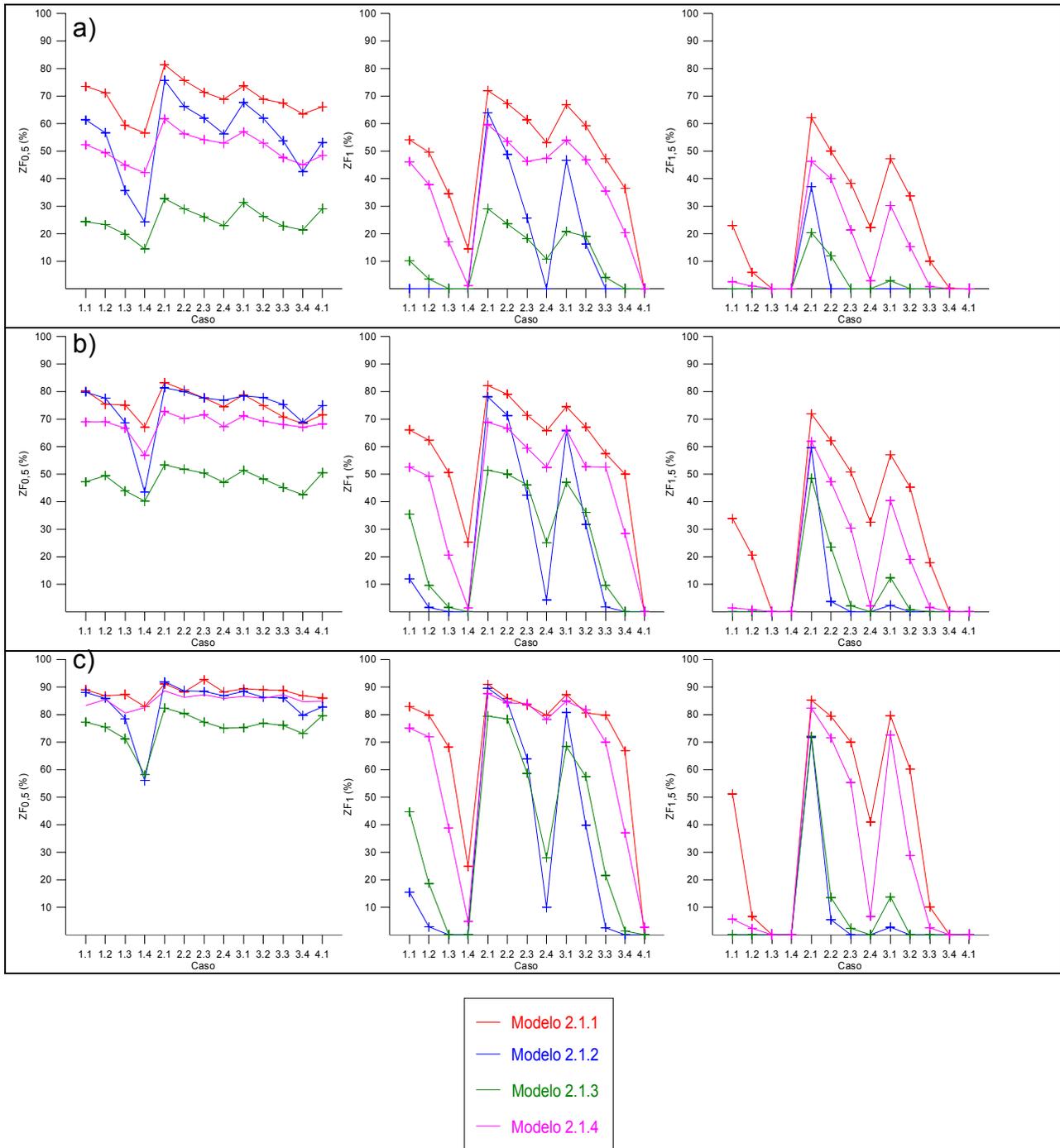


Figura 6.13. Parámetros $ZF_{0,5}$, ZF_1 y $ZF_{1,5}$ para los casos descritos en la Tabla 6.6 en las tres secciones del nivel de Hundimiento. a) Sección A. b) Sección B. c) Sección C.

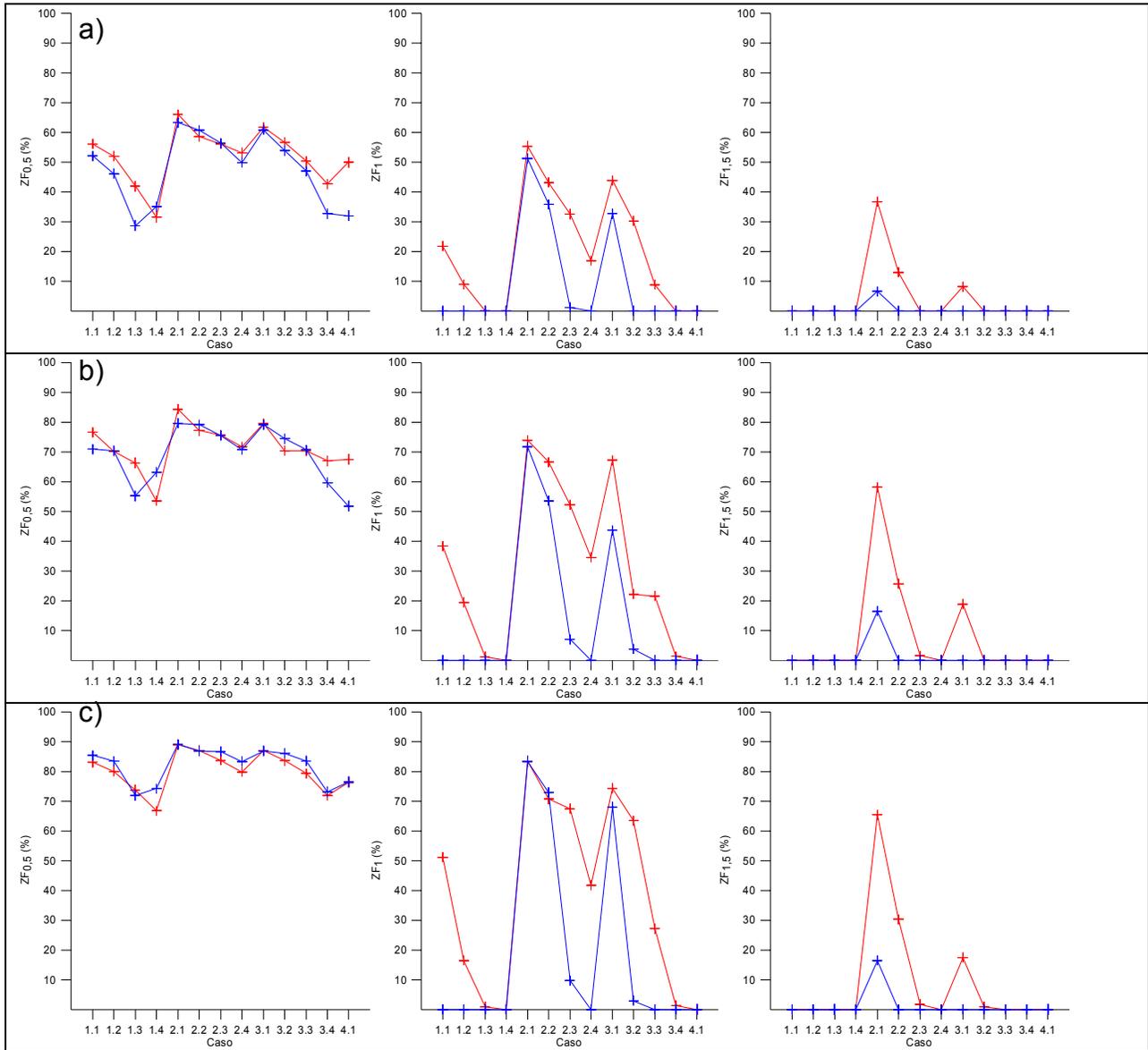


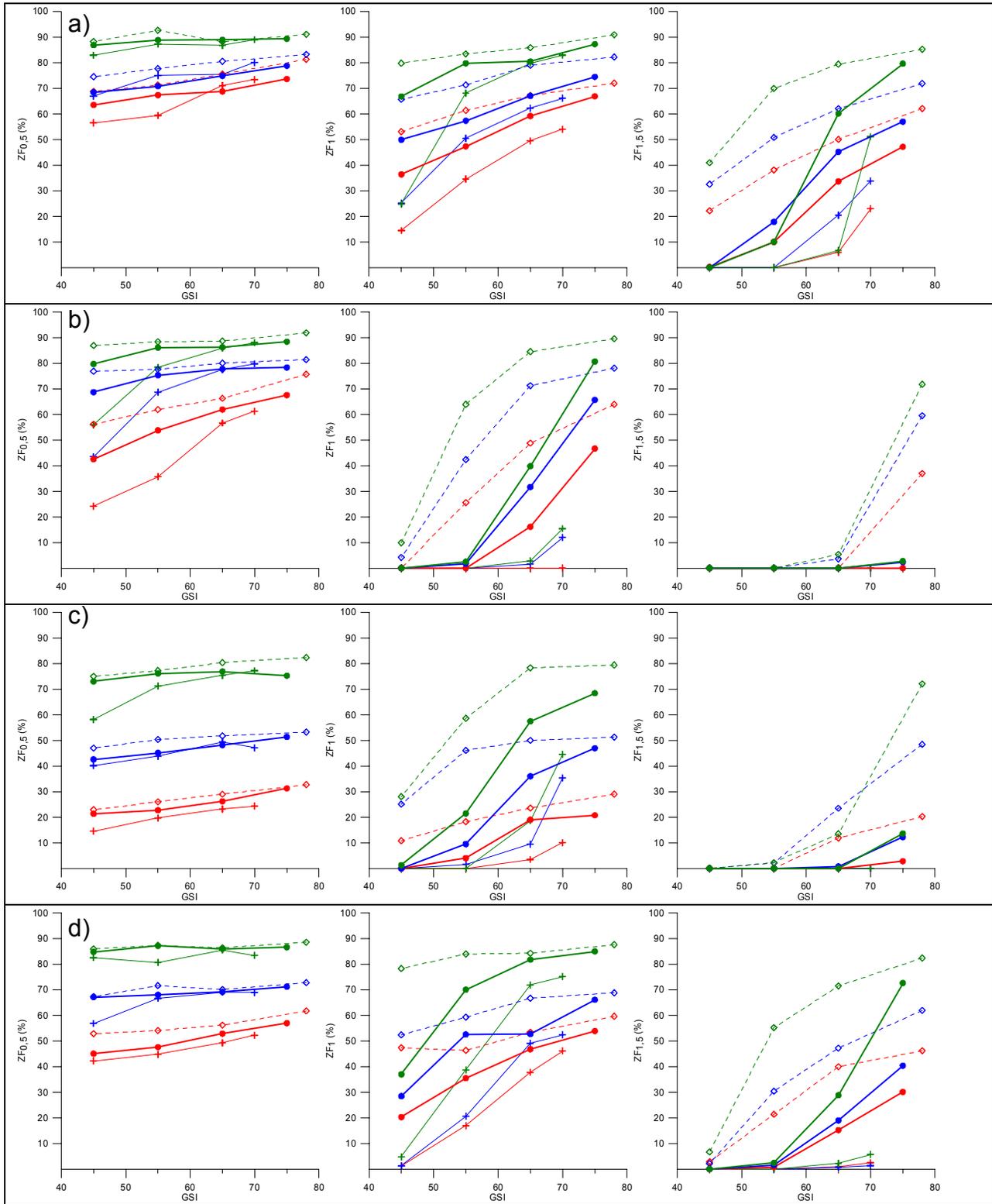
Figura 6.14. Parámetros $ZF_{0,5}$, ZF_1 y $ZF_{1,5}$ para los casos descritos en la Tabla 6.6 en las tres secciones del nivel de Producción. a) Sección D. b) Sección E. c) Sección F.

ii. Análisis de sensibilidad con respecto a los parámetros del criterio Hoek-Brown

Se realizó un análisis de sensibilidad del parámetro ZF de acuerdo a los parámetros de Hoek-Brown presentados en la Tabla 6.7 en los seis tensores (modelos) analizados. Se analizó la variación en el parámetro ZF de acuerdo a los índices GSI y m_b . El parámetro ZF en general presenta una relación lineal con respecto al índice GSI con una buena correlación, como se muestra en las figuras 6.15 y 6.16. Los cambios de pendiente observados en las curvas ocurren en general porque al disminuir el GSI, el parámetro ZF llega rápidamente a cero en algunos casos, sin embargo se observa un leve cambio de pendiente cuando el índice GSI es inferior a 55 en los modelos de ambos tipos de pilares.

Este cambio de pendiente se hace más notorio al observar las figuras 6.17 y 6.18, donde las curvas sufren un quiebre importante cuando m_b está entre 2 y 3 (equivalente al caso en que el índice GSI es 55). Este parámetro realza las diferencias debido a que es una función exponencial del índice GSI. Además, asumiendo que la degradación de los pilares ocurre esencialmente a través del desarme del arreglo estructural y no a través de la ruptura de la roca intacta, se deduce que el valor de la constante m para la roca intacta no debiera variar mucho cuando ocurre la degradación.

Estos resultados sugieren que bajo las condiciones de esfuerzo analizadas, cuando disminuye la calidad geotécnica de un pilar del nivel de Hundimiento o de Producción, y el índice GSI baja de 55, su resistencia disminuye notoriamente.



- ZF Modelos 2.1.1 - 2.1.2 - 2.1.3 - 2.1.4
- + + + 1) σ_{ci} =98 MPa. Sección A
 - + + + 1) σ_{ci} =98 MPa. Sección B
 - + + + 1) σ_{ci} =98 MPa. Sección C
 - ◇ - - ◇ 2) σ_{ci} =110 MPa. Sección A
 - ◇ - - ◇ 2) σ_{ci} =110 MPa. Sección B
 - ◇ - - ◇ 2) σ_{ci} =110 MPa. Sección C
 - ● ● 3) σ_{ci} =98 MPa, m =10. Sección A
 - ● ● 3) σ_{ci} =98 MPa, m =10. Sección B
 - ● ● 3) σ_{ci} =98 MPa, m =10. Sección C

Figura 6.15. Parámetro ZF versus GSI. Nivel de Hundimiento. a) Modelo 2.1.1. b) Modelo 2.1.2. c) Modelo 2.1.3. d) Modelo 2.1.4.

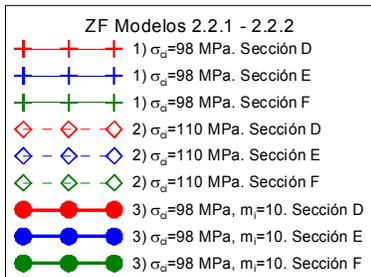
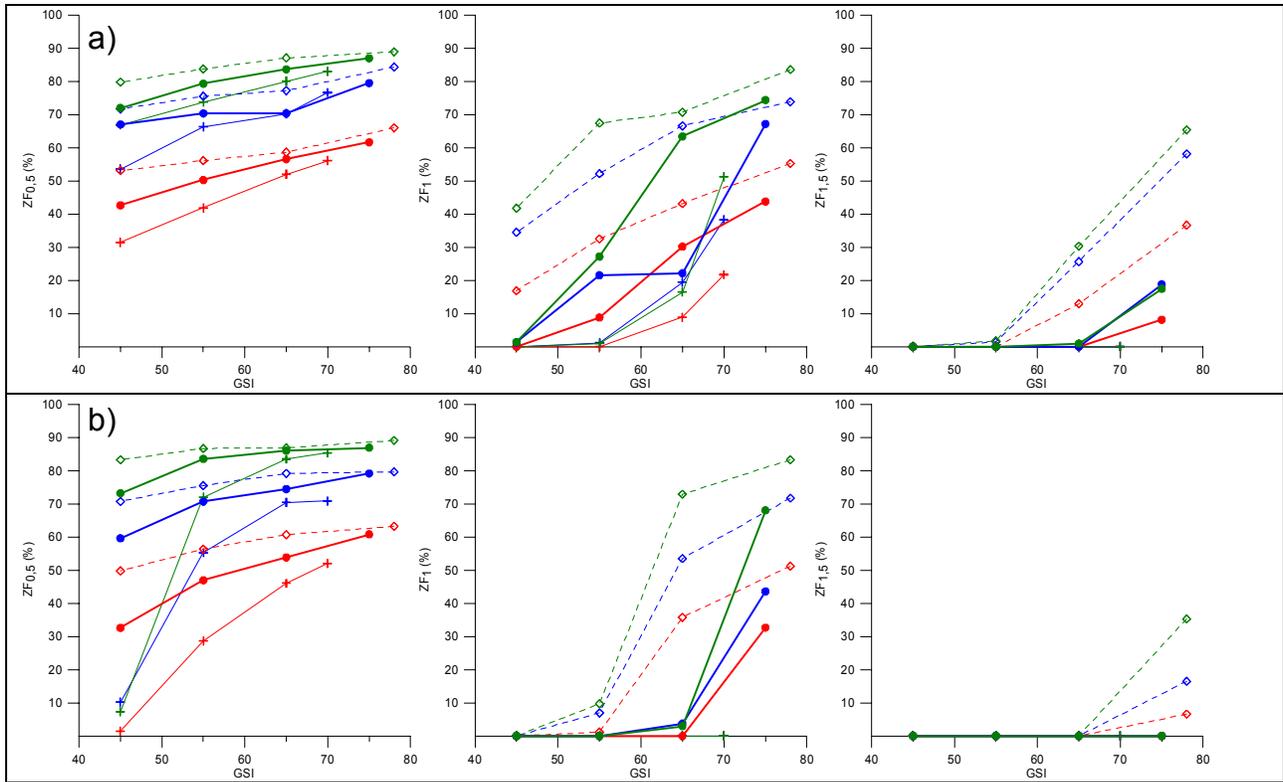
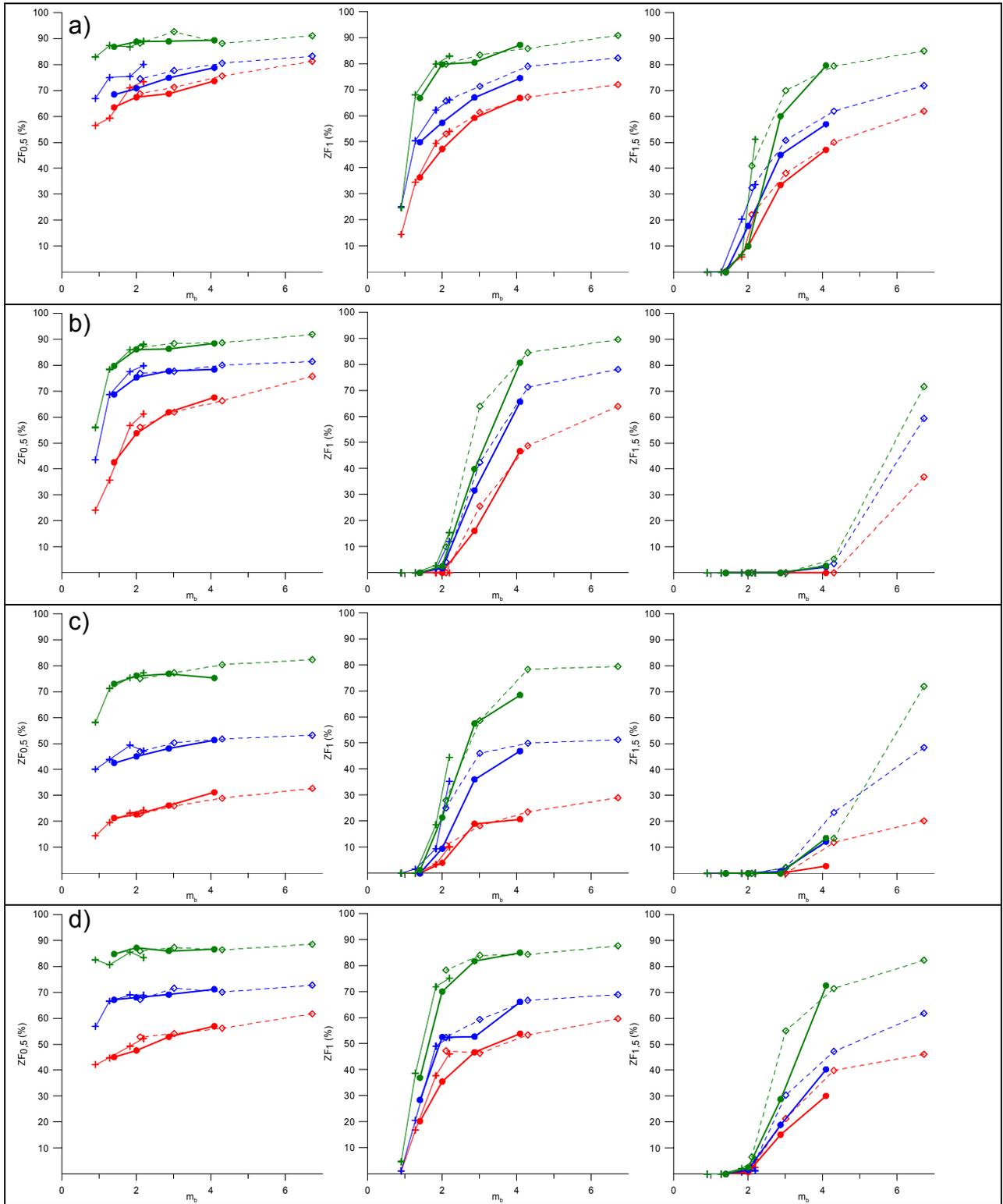


Figura 6.16. Parámetro ZF versus GSI. Nivel de Producción. a) Modelo 2.2.1. b) Modelo 2.2.2.



- ZF Modelos 2.1.1 - 2.1.2 - 2.1.3 - 2.1.4
- + + + 1) σ_{ci} =98 MPa. Sección A
 - + + + 1) σ_{ci} =98 MPa. Sección B
 - + + + 1) σ_{ci} =98 MPa. Sección C
 - ◇ ◇ ◇ 2) σ_{ci} =110 MPa. Sección A
 - ◇ ◇ ◇ 2) σ_{ci} =110 MPa. Sección B
 - ◇ ◇ ◇ 2) σ_{ci} =110 MPa. Sección C
 - ● ● 3) σ_{ci} =98 MPa, m_f =10. Sección A
 - ● ● 3) σ_{ci} =98 MPa, m_f =10. Sección B
 - ● ● 3) σ_{ci} =98 MPa, m_f =10. Sección C

Figura 6.17. Parámetro ZF versus m_b . Nivel de Hundimiento. a) Modelo 2.1.1. b) Modelo 2.1.2. c) Modelo 2.1.3. d) Modelo 2.1.4.

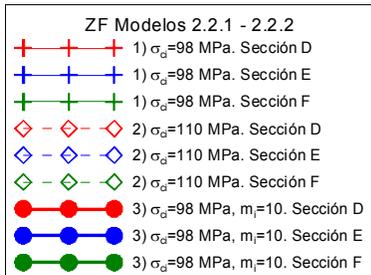
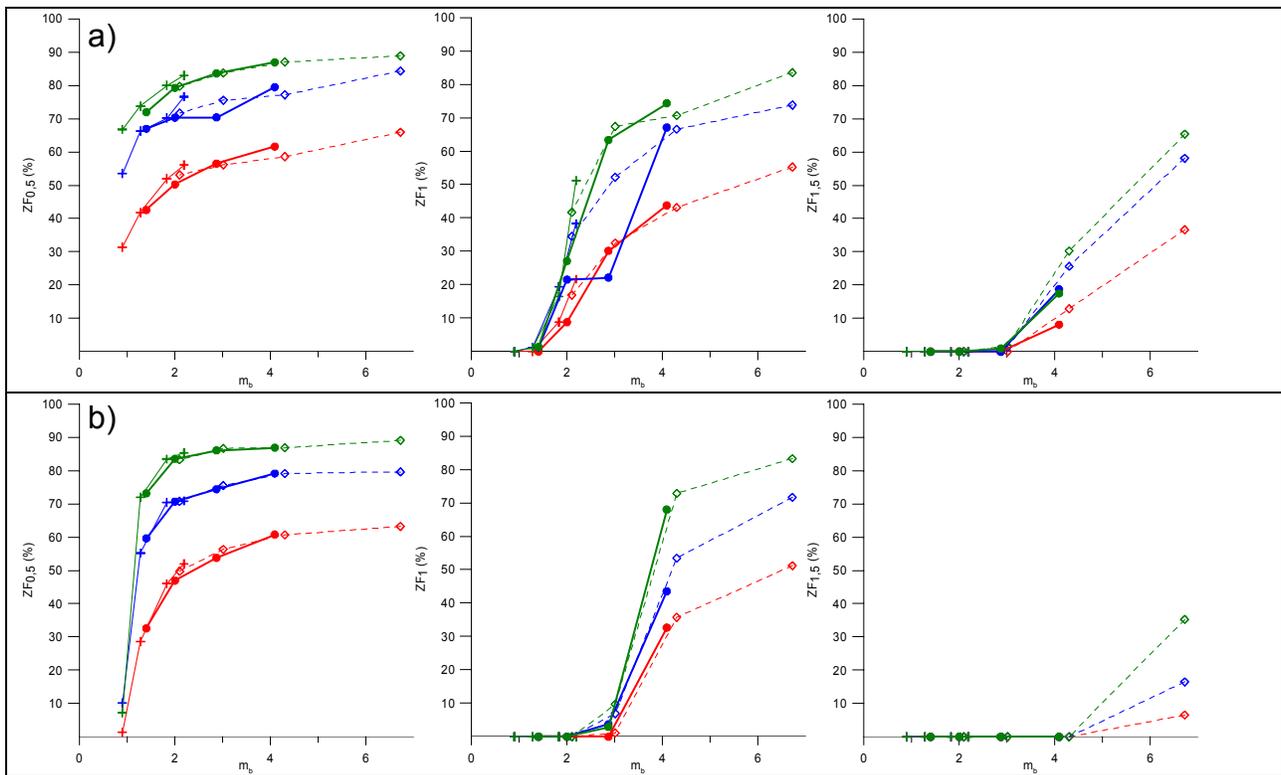


Figura 6.18. Parámetro ZF versus m_b . Nivel de Producción. a) Modelo 2.2.1. b) Modelo 2.2.2.

VI.4 Conclusiones Parciales y Recomendaciones

La principal conclusión es que la orientación del tensor de esfuerzo influye en la estabilidad de un pilar con las geometrías encontradas en la mina Diablo Regimiento. Esta influencia está asociada por una parte a la geometría de las excavaciones que rodean el pilar, y por otra a las discontinuidades geológicas presentes en el interior del pilar.

Con respecto a los modelos sin discontinuidades se puede concluir lo siguiente:

Bajo los escenarios de esfuerzo considerados, al analizar sólo el aspecto geométrico de las galerías que rodean el pilar, esto es, sin considerar las discontinuidades geológicas, y de acuerdo al esfuerzo de corte en los pilares, se concluyó que la orientación más desfavorable del esfuerzo principal mayor ocurre cuando su azimut es de 45° , o equivalentemente 135° , 225° y 315° en los pilares del

nivel de Hundimiento, y de 30° o 210° en los pilares del nivel de Producción. Se observa también que en general la condición más desfavorable ocurre cuando el buzamiento de σ_1 es bajo (20°-40°). La condición más favorable ocurre cuando el esfuerzo principal mayor es Este-Oeste en ambos niveles.

Los resultados indican que el diseño de pilares del nivel de Producción es más inestable que el del Nivel de Hundimiento, como se mostró también en el capítulo V.

Con respecto a los modelos con discontinuidades se puede concluir lo siguiente:

Al tomar en cuenta las estructuras geológicas presentes en los pilares se encontró que la condición de esfuerzo más desfavorable ocurre cuando el esfuerzo principal mayor tiene un azimut de 135° en los pilares del nivel de Hundimiento y de 210° en el caso de los pilares del nivel de Producción.

Las estructuras presentes en un pilar pueden ser relevantes en su estabilidad, al menos cuando el buzamiento del esfuerzo principal mayor es pequeño.

La magnitud del desplazamiento al interior de los pilares indica que los pilares son estables. La magnitud de los desplazamientos es inferior a 1 cm en el núcleo de los pilares (3 m al interior de los pilares desde las galerías) en todos los modelos con discontinuidades. Cabe mencionar que el núcleo de los pilares representa la zona con menor magnitud de desplazamiento total en las secciones en todos los modelos, siendo esta magnitud similar y en algunos casos inferior a la magnitud del desplazamiento en las zonas del modelo alejadas de las excavaciones. En los bordes de los pilares el desplazamiento alcanza hasta 50 cm en los bloques separados del pilar (bloques caídos).

En los modelos con estructuras se encontró que los tensores, simétricos con respecto a la geometría del pilar, causan distintas respuestas en los pilares, y ocurre distinto daño en los bordes del pilar, que se puede asociar en todos los casos a la geometría del arreglo estructural. Esto implica que al conocer el estado tensional y la geología estructural de un sector es posible la fortificación selectiva de pilares.

Los resultados del análisis de sensibilidad efectuado sobre los parámetros de Hoek-Brown sugieren que bajo las condiciones de esfuerzo analizadas, cuando el índice GSI de un pilar del nivel de Hundimiento o de Producción baja a 55 o menos, su resistencia disminuye notoriamente. Esto hace recomendable la auscultación de pilares y el estudio de la degradación de su calidad geotécnica a medida que ocurre la socavación.

CAPÍTULO VII. DISCUSIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VII.1 Discusiones

VII.2 Conclusiones

VII.3. Recomendaciones

VII. Discusiones, Conclusiones Y Recomendaciones

VII.1 Discusiones

Con respecto a la geología estructural del sector en estudio se puede mencionar en forma resumida lo siguiente:

Las estructuras más abundantes en el mapeo a las escalas intermedia y de línea de detalle corresponden a las vetillas HT, seguidas de las vetillas HP. Las menos abundantes son las vetillas HT falladas. En general, las características de las estructuras intermedias y mayores son similares entre ambos niveles, en cuanto a orientación, espesores, rellenos minerales y planaridad. Por otro lado, la orientación de las estructuras mapeadas mediante línea de detalle se repite en todos los pilares estudiados del nivel de Hundimiento, con algunos contrastes en lo referente a la importancia relativa de cada set.

Los contrastes encontrados en la importancia relativa de los sistemas definidos por cada pilar ocurren principalmente debido a diferencias en el muestreo estructural de los pilares, que consistió en líneas unidireccionales y tridimensionales. En todos los pilares estudiados aparece un set Nor-Noreste/Subvertical como sistema principal o secundario. El Sistema Noroeste/60° no está presente en todos los pilares, aunque esto puede deberse a la cantidad relativamente pequeña de estructuras consideradas en los estereogramas de las líneas unidimensionales, y, por otra parte, este sistema fue reconocido visualmente en estos pilares. La mayoría de las estructuras mapeadas mediante líneas de detalle que se encuentran en los sets se encuentran semicontenidas en la pared.

La abundancia relativa de las fallas y de las vetillas HT falladas es mucho más alta a escala de las estructuras interpretadas que a las demás escalas (menores e intermedias de traza menor a 30 m).

A pesar del alto porcentaje de estructuras que quedaron fuera de los sistemas definidos, se considera que el método de mapeo por línea de detalle es adecuado para la mina El Teniente. Más aun, se observó que el método aplicado en esta zona es representativo en un radio de al menos 100-150 m dentro del mismo dominio estructural, que es la distancia máxima entre los pilares muestreados, y en todos ellos las propiedades de las estructuras son similares. Para optimizar el mapeo de detalle y reducir el tiempo invertido, se recomienda efectuar líneas de detalle para describir un dominio estructural y luego probar su representatividad alrededor mediante métodos menos rigurosos, como por ejemplo las celdas de muestreo geotécnico. El mapeo a escala 1:1000 es la mejor forma de muestreo estructural extensivo de la mina, ya que permite identificar potenciales problemas de estabilidad a escala de estructuras intermedias y mayores. El muestreo estructural de detalle permite identificar problemas de estabilidad asociados al macizo (varios sets de estructuras menores e intermedias en relación con la resistencia de la roca intacta).

El set de estructuras subhorizontal está conformado principalmente por vetillas TM, las cuales son en su mayoría de cuarzo – anhidrita – (Calcopirita – Molibdenita ± Pirita) en sutura.

La clasificación genética de vetillas sugerida por Superintendencia Geología (2003) resultó útil en el mapeo de detalle y en la clasificación geotécnica de los pilares, ya que es rápida de aplicar y es consistente con la clasificación geotécnica de vetillas propuesta por Brzovic y Benado (2003).

En la fecha en que se efectuó el muestreo estructural original no había presencia de agua proveniente de los niveles superiores, ya que este sector no había sido explotado.

La orientación de las estructuras mapeadas mediante línea de detalle en este trabajo es similar a los resultados del mapeo de detalle efectuado por Rodrigo (1999) en la mina 4-Regimiento (170 m sobre el sector Diablo Regimiento), donde se repiten los mismos tres sistemas más importantes encontrados en el presente trabajo. Esto indica una continuidad vertical de los sistemas estructurales en todo el bloque a explotar en el sector inicial de la mina Diablo Regimiento.

En cuanto a la geotecnia del sector en estudio se puede mencionar lo siguiente:

Los valores de las propiedades de la roca intacta de la unidad geotécnica CMET DR obtenidos en el presente trabajo muestran rangos de valores similares a los trabajos anteriores.

La Frecuencia de Fracturas se calculó a partir de la información registrada en las líneas de detalle, filtrando las vetillas “Duras” según la clasificación de vetillas de Brzovic y Benado (2003). Una observación importante con respecto a la resistencia y a la clasificación geotécnica de las estructuras es que la existencia de discontinuidades mineralógicas y/o la presencia de minerales de baja resistencia dispuestos planarmente y de forma continua dentro de las vetillas son los factores que controlan su resistencia, sin importar necesariamente los rellenos mayoritarios. Esto hace recomendable registrar los elementos planares de baja dureza relativa y de continuidad mineralógica en la descripción geotécnica de vetillas, además de la abundancia relativa de los minerales en la estructura, y clasificar las vetillas de acuerdo a sus características planares.

A pesar de que los índices geotécnicos indican una calidad geotécnica en general de regular a buena para los pilares del sector de estudio (condiciones *Preminería* y *de Transición*), de todas formas presentan algunas diferencias. El índice RMR de Bieniawski (1989) muestra un descenso de 10 puntos entre las condiciones *Preminería* y *de Transición* en todos los pilares, cuando se asume un descenso de un 20% en el parámetro RQD. Los índices MRMR de Laubscher (versiones 1984, 1990 y 2001) muestran un descenso de entre 2 y 5 puntos entre las zonas *Preminería* y *de Transición*.

Los valores obtenidos de GSI a partir de los índices Q' de Barton et al. (1974) y RMR de Bieniawski (1989) se consideran bajos en comparación con los obtenidos por Karzulovic (2003) para el CMET. Los índices GSI calculados a partir del índice Q' son sistemáticamente mayores a los calculados mediante el índice RMR. En ese sentido, llama la atención el hecho de que las clases geotécnicas asignadas a los valores encontrados de Q son "extremadamente mala" y "muy mala", mientras que las clases asociadas al valor de RMR de Bieniawski (1989) son de "regular" a buena". Los valores de los índices Q y Q' de Barton et al. (1974) indicarían una calidad geotécnica inferior a la mostrada por los demás índices geotécnicos.

No existe ninguna diferencia significativa en cuanto a la orientación de las estructuras ni cambios litológicos importantes dentro del dominio geotécnico CMET DR que permitan definir dominios geotécnicos a una escala de mayor detalle. Esto es especialmente aplicable al presente trabajo, ya que los cuerpos de litologías distintas al CMET (en particular los de Pórfido Diorítico) en el sector de estudio en planta tienen áreas menores a la de un pilar. Con respecto a la posible definición de subdominios geotécnicos cabe mencionar eso sí, el drástico aumento en la frecuencia relativa de vetillas intermedias HP al sur de la coordenada 400S, definiéndose esta zona como Ámbito Hidrotermal Principal por Quezada y González (2004a). Este ámbito presenta un comportamiento geotécnico levemente diferente a la parte norte, expresado en un mayor desarme relativo del macizo rocoso alrededor de las galerías. Los resultados del presente trabajo no indican diferencias significativas entre los pilares de ambos ámbitos en cuanto a la frecuencia de fracturas ni a los valores de los índices geotécnicos.

Los resultados obtenidos de las clasificaciones geotécnicas muestran que es recomendable usar preferentemente el índice GSI estimado visualmente para caracterizar la calidad geotécnica de los pilares, debido a que posee varias ventajas por sobre los demás índices. Entre estas ventajas destacan el hecho de que el índice GSI es mucho más rápido de estimar que los demás índices, por lo que permite caracterizar detalladamente grandes zonas en un período relativamente corto de tiempo, y el hecho de que es aplicable directamente en el criterio de falla de Hoek-Brown (Hoek et al., 1995 y versiones posteriores). Además se puede señalar que dadas las características de la roca primaria de la mina El Teniente todos los índices geotécnicos aquí mostrados tienen una aplicabilidad limitada, ya que los rangos de variabilidad entre los distintos tipos de roca es pequeño, y algunos de los parámetros son difíciles de estimar y/o requieren ser interpretados (lo cual les da un carácter altamente subjetivo). Se recomienda consensuar los parámetros de los índices que deben ser estimados, para reducir esta cualidad subjetiva implícita en la aplicación de estos métodos a la roca primaria.

La metodología de revisión de la apertura de estructuras originalmente selladas las en líneas de detalle resultó ser problemática sobre todo en su interpretación, ya que en ningún caso fue posible asociar la apertura de estructuras a cambios en el régimen tensional del sector.

Con respecto a los métodos de estimación de la resistencia y estabilidad de los pilares expuestos en el capítulo V se puede mencionar en forma resumida lo siguiente:

Las mediciones de esfuerzo realizadas con anterioridad a este trabajo corresponden a la zona *Preminería*. Fue necesario usar estimaciones para la condición de esfuerzo en las zonas *de Transición y de Relajación*. Las estimaciones corresponden a las hechas por Pardo y Cavieres (2000) para el sector Diablo Regimiento, donde el esfuerzo vertical en la zona *de Transición* alcanza aproximadamente al doble del esfuerzo vertical *Preminería*.

Los valores de resistencia y los factores de seguridad obtenidos para los pilares mediante el método de Hoek-Brown en general son los más altos. Los valores obtenidos mediante el criterio de Lunder y Pakalnis (1997) son igualmente altos en el escenario en que el esfuerzo vertical es de 30 MPa, debido a que el castigo impuesto a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta por efectos de escala y/o de calidad de macizo rocoso es menor en el criterio de Lunder y Pakalnis que en los otros métodos.

Los resultados de resistencia y de factores de seguridad del criterio de Hoek-Brown en el escenario en que el esfuerzo vertical es de 90 MPa son los más altos de los tres métodos, ya que este método toma en cuenta un aumento en el confinamiento de los pilares conforme aumenta el esfuerzo vertical, lo que conlleva un aumento en la resistencia estimada.

Los resultados del escenario con un esfuerzo vertical de 90 MPa indican que pilares anormalmente cargados pueden fallar, por ejemplo en el caso de que se haya generado un megabloque en el proceso de socavación sobre el nivel de Hundimiento. Según el criterio de Hoek-Brown, los factores de seguridad de los pilares del nivel de Producción en el escenario con un esfuerzo vertical de 90 MPa son levemente inferiores a 1,0 en los casos con parámetros obtenidos en el presente trabajo, tanto en el caso de macizo degradado como no degradado. Esto indica que los pilares bajo estas condiciones son inestables no importando que tan degradada esté su calidad geotécnica.

Según todos los criterios de falla, el diseño de pilares del nivel de Producción es más inestable que el del nivel de Hundimiento, fundamentalmente debido a que los pilares del nivel de Producción presentan un ancho mínimo menor.

Entre los tres criterios, el de Stacey y Page (1986) es el que predice la menor resistencia y los menores factores de seguridad para los pilares de la mina Diablo Regimiento. Además, mediante este criterio se obtienen valores de resistencia y factores de seguridad similares entre los casos 1 y 2. El caso 1 muestra los datos de DRMS (Laubscher,1984) obtenidos en este trabajo y el caso 2 se refiere a una estimación del índice DRMS donde se considera una disminución de un 20% en el valor del RQD original (RQD del caso 1), y un cambio en la condición de aguas. Se interpreta que este criterio subestima la resistencia de los pilares.

De acuerdo a los resultados obtenidos mediante el criterio de Lunder y Pakalnis, se observa que este método es relativamente poco sensible al factor geométrico (W/H) en el caso de los pilares de la mina Diablo Regimiento. El parámetro que controla el valor de Resistencia obtenido mediante este método es la Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Roca Intacta, lo que representa un problema, ya que este parámetro es difícil de estimar con precisión.

Para los pilares del sector de estudio es posible ajustar el valor del factor K del criterio de Lunder y Pakalnis (1997), que relaciona la resistencia de la roca a la escala de los pilares de la mina con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, a partir de los resultados obtenidos mediante los otros métodos, asumiendo que estos últimos son más acertados en la estimación que el criterio de Lunder y Pakalnis original. Con esto es posible proponer que el factor de escala K sea cercano o mayor a 0,3 en la unidad geotécnica CMET DR. Este valor representa el caso más conservador de estimación de resistencia para los pilares de la mina si se asume que los criterios de falla de pilares de Hoek-Brown y de Stacey y Page concuerdan con lo observado en terreno; sin embargo, la interpretación de este valor indica que la resistencia no confinada de los pilares alcanza al 30% de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta CMET DR. Todo lo anterior dificulta la aplicación de este método a los pilares de la mina Diablo Regimiento.

Con respecto al análisis de estabilidad de pilares mediante modelación numérica se puede observar que, en los modelos con discontinuidades, la magnitud del desplazamiento al interior de los pilares indica que los pilares son estables. La magnitud de los desplazamientos es inferior a 1 cm en el núcleo de los pilares (3 m al interior de los pilares desde las galerías) en todos los modelos con discontinuidades. Cabe mencionar que el núcleo de los pilares representa la zona con menor magnitud de desplazamiento total en las secciones en todos los modelos, siendo esta magnitud similar y en algunos casos inferior a la magnitud del desplazamiento en las zonas del modelo alejadas de las excavaciones. En los bordes de los pilares el desplazamiento alcanza hasta 50 cm en los bloques separados del pilar (bloques caídos). Cabe mencionar que ninguno de los modelos consideró fortificación, y que sólo se contó con la información de dos mediciones de esfuerzo en el sector.

Al menos en los casos estudiados, donde el buzamiento del esfuerzo principal mayor es pequeño, las estructuras presentes en un pilar pueden ser relevantes en su estabilidad. El hecho de que el daño asociado a cada tensor estudiado sea distinto implica que a escala de los pilares es posible que no se cumpla la hipótesis de isotropía del macizo (ausencia de control estructural) necesaria para aplicar algunos criterios de falla, como el de Hoek-Brown para macizo rocoso, al menos cuando el buzamiento del esfuerzo principal mayor es pequeño.

VII.2 Conclusiones

Los tipos litológicos presentes en el Sector Inicial de la mina Diablo Regimiento son Complejo Máfico El Teniente (CMET), Brecha Hidrotermal de Turmalina-Anhidrita, Brecha Braden y Pórfido Diorítico.

Las estructuras intermedias y mayores en el sector centro–norte de la mina Diablo Regimiento tienen orientaciones principales NW/30°–90°N, N60°W/20°N y N10°W/Subvertical. La orientación de las estructuras a todas las escalas no muestra diferencias entre el sector norte y el sector sur. Las estructuras corresponden mayoritariamente a vetillas HT, vetillas HP y vetillas HT falladas y fallas. En la parte del sur del área de estudio aumenta la proporción relativa de vetillas HP con respecto a las vetillas HT.

Las estructuras que no forman parte de ningún set (“aleatorias”) y que pueden ser determinantes en la resistencia de los pilares de la mina, representan un **35,8%** del total, en el caso de las estructuras mayores de 30 m, y un **58,3%** del total en el caso de las estructuras a escala de la labor.

En base a los tipos litológicos y a los dominios estructurales presentes en el área se definieron los dominios geotécnicos CMET DR, Brecha Braden DR y Brecha Turmalina DR.

Según observaciones de terreno, la degradación de la calidad geotécnica de un pilar en la mina Diablo Regimiento ocurre mediante el desarme del pilar a través de la apertura de estructuras, desde las galerías hacia su interior, por lo que la calidad geotécnica de los pilares disminuye a medida que se desarrolla la explotación, de acuerdo a la posición del pilar con respecto al frente. Los índices geotécnicos arrojan una calidad geotécnica de regular a buena para los pilares del sector de estudio (condiciones *Preminería* y *de Transición*) cuando se usa los índices RMR de Bieniawski (1989), GSI (Hoek et al., 2002) y RMR de Laubscher (versiones 1984, 1990 y 2001). El macizo rocoso muestra calidades inferiores (clases geotécnicas “Extremadamente mala” y “Muy Mala”) al usar la clasificación Q de Barton et al. (1974). Dado que los parámetros usados son esencialmente los mismos en todos los métodos y que el comportamiento presentado por los pilares ha sido estable, los resultados sugieren que el índice Q subestima la calidad del macizo rocoso primario.

El análisis de los modelos numéricos efectuados permite concluir que la orientación del tensor de esfuerzo influye en la estabilidad de los pilares de la mina Diablo Regimiento. Esta influencia está asociada por una parte a la geometría de los pilares y por otra, a la orientación de las discontinuidades geológicas presentes en su interior. Estas últimas, salvo las fallas, se encuentran selladas por minerales “duros” (cuarzo, pirita, calcopirita, etc.) con resistencia al cizalle similar a la de la roca de caja.

A partir de los modelos sin discontinuidades, analizando sólo el aspecto geométrico del pilar, se concluyó que bajo los escenarios de esfuerzo considerados, la menor resistencia al cizalle ocurre:

- en los pilares del nivel de Hundimiento cuando la orientación del esfuerzo principal mayor es de $45^{\circ}/20^{\circ}$ - 40° (azimut/buzamiento), o por simetría del pilar, $135^{\circ}/20^{\circ}$ - 40° , $225^{\circ}/20^{\circ}$ - 40° y $315^{\circ}/20^{\circ}$ - 40° , y
- en los pilares del nivel de Producción cuando la orientación del esfuerzo principal mayor es de $30^{\circ}/20^{\circ}$ - 40° o $210^{\circ}/20^{\circ}$ - 40° .

La condición más favorable en los pilares de ambos niveles ocurre cuando el esfuerzo principal mayor es paralelo al eje mayor de los pilares y tiene buzamiento alto. Esto corresponde a la orientación EW en el caso de los pilares del nivel de Hundimiento, y N60E-EW en el caso de los del nivel de Producción.

Al utilizar los tensores más desfavorables obtenidos de los modelos sin estructuras, los modelos que consideran las estructuras geológicas de los pilares muestran que la condición de esfuerzo más desfavorable ocurre cuando el esfuerzo principal mayor tiene un azimut/buzamiento de $135^{\circ}/20^{\circ}$ en los pilares del nivel de Hundimiento y de $210^{\circ}/20^{\circ}$ en el caso de los pilares del nivel de Producción. Los resultados obtenidos muestran que los diferentes tensores causan respuestas muy distintas en los pilares, ocurriendo distinto daño en los bordes del pilar, asociado a la geometría del arreglo estructural.

Los resultados indican además que el diseño de pilares del nivel de Producción es más inestable que el del Nivel de Hundimiento.

Los resultados obtenidos de la aplicación de los métodos empíricos de Hoek-Brown (Hoek y Brown, 1997), de Lunder y Pakalnis (1997) y de Stacey y Page (1986) sugieren que entre ellos, el criterio de Hoek-Brown es el más apropiado para estimar la resistencia y la estabilidad de los pilares de la mina Diablo Regimiento. Los valores de resistencia y los factores de seguridad encontrados mediante esta metodología están de acuerdo con las observaciones en terreno del comportamiento de los pilares. Con respecto a los factores de seguridad obtenidos, en el escenario con un esfuerzo vertical de 60 MPa, que se asocia a la zona de *Transición*, los valores son cercanos o inferiores a 1,0, y en el escenario con esfuerzo vertical de 90 MPa son menores a 1,0 según todos los criterios. El hecho de que en el escenario con un esfuerzo vertical de 60 MPa los factores de seguridad sean inferiores a 1,4 indica que según estos criterios los pilares ubicados en la zona de *Transición* pueden tener problemas de estabilidad. Sin embargo, de acuerdo al comportamiento observado en terreno, donde se apreció que los pilares han experimentado sólo daño en sus bordes, se puede decir que los métodos mencionados subestiman el factor de seguridad. De esta observación se concluye que el valor de 1,5 usado como criterio de aceptabilidad del Factor de Seguridad para la estabilidad de pilares es conservador. Sin embargo, dado que no se han visto pilares fallados, el valor óptimo del Factor de Seguridad para el criterio de aceptabilidad aún no ha sido encontrado.

Los casos de “macizo degradado” en el escenario con un esfuerzo vertical de 30 MPa simulan la calidad geotécnica y la disminución del esfuerzo vertical características de la zona de *Relajación*. Los resultados indican que a pesar de la pérdida en la calidad geotécnica del macizo, los pilares bajo estas condiciones son estables.

Finalmente, los resultados del análisis de sensibilidad efectuado sobre los parámetros de Hoek-Brown sugieren que bajo las condiciones de esfuerzo analizadas, cuando el índice GSI de un pilar del nivel de Hundimiento o de Producción baja a 55 o menos, su resistencia disminuye a una mayor tasa que a rangos de GSI más altos.

VII.3 Recomendaciones

Se recomienda extender el mapeo estructural de detalle de galerías a la zona sur del yacimiento, donde existe escasa información de este tipo.

Se sugiere realizar la auscultación de pilares mediante sondajes o “borehole camera”, o la medición de velocidades de ondas sísmicas con el objetivo de estimar la calidad geotécnica del pilar en su interior. También puede ser recomendable la medición de la deformación de los pilares en sus paredes mediante una huincha que rodee completamente el pilar.

Dado que cuando el índice GSI de un pilar del nivel de Hundimiento o de Producción baja a 55 o menos, su resistencia disminuye a una mayor tasa que a rangos de GSI más altos, hace recomendable la auscultación de pilares y el estudio de la degradación de su calidad geotécnica a medida que ocurre la socavación.

Entre los tres criterios empíricos analizados (Lunder y Pakalnis (1997), Hoek y Brown (1997), y Stacey y Page (1986)), el de Hoek-Brown es el más recomendable de usar para estimar la resistencia y la estabilidad de los pilares de la mina. Sin embargo, resulta esencial conocer con precisión el índice GSI asociado al pilar estudiado, dada la alta sensibilidad del criterio con respecto a este parámetro.

Se recomienda efectuar más mediciones de esfuerzo en el sector, y nuevos análisis de estabilidad de pilares basados en estas mediciones. Se recomienda además, efectuar análisis de estabilidad mediante numeración numérica de pilares para otros escenarios de esfuerzo y/o de orientación de las estructuras, que sean representativos de otras zonas del yacimiento. Esto permitirá estimar y comparar la estabilidad de pilares basados en la magnitud y no sólo en la orientación del tensor de esfuerzos.

Por último se recomienda efectuar análisis dinámicos de la estabilidad de los pilares, tomando en cuenta, por ejemplo, efectos asociados a aceleraciones sísmicas.

REFERENCIAS

Referencias

- Aguirre, E., 1995. Damage associated with blasting in a large underground mining operation. M.Sc. Thesis, University of Queensland, 132 p.
- Arcos, R. 1997. Geología del cuadrángulo Termas del Flaco, provincia de Colchagua, VI Región, Chile. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile, 279 p.
- Arévalo A., Floody R. y Olivares A., 1998. Estudio geometalúrgico del mineral a explotar a mediano y largo plazo. Informe Interno GL-133/98 Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Barrera, V., y Cavieres, P., 1990. Medición y monitoreo de esfuerzos en mina El Teniente mediante la metodología Hollow-Inclusion, VI Congreso de Ingeniería de Minas, Universidad de Atacama, ENAMI Fundación Hernán Videla Lira, Copiapó - Chile.
- Barton, N., y Choubey, V., 1977. The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mech., Vol 10.
- Barton, N., Lien, R., y Lunde, J., 1974. Engineering classification of rock masses for design of tunnel support. Rock Mech, 6(4): 189-236.
- Bieniawski, Z. T., 1989. Engineering rock mass classifications, 251 p. Wiley-Interscience: New York.
- Brady, B.H.G., y Brown, E.T., 2004. Rock mechanics for underground mining. 3rd Edition. Kluwer Academic Publishers.
- Brown, E. T. (2003) Block caving geomechanics (The International Caving Study I, 1997-2000). University of Queensland, JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, Vol. 3. Indooroopilly, Australia: JKMRRC.
- Brzovic A. y Benado D., 2003. Sistema de clasificación geotécnico roca primaria El Teniente. Informe Interno SGL-I-050/2003 Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Brzovic, A., Quezada, O., Villegas, F., (1998). Geotecnia pilares Teniente Sub-6 Nivel de Producción. Informe interno GL-298/98 Superintendencia Geología División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Camus, F., 1975. Geology of the El Teniente ore body with emphasis on wallrock alteration. Economic Geology, Vol.70, N°8, p. 1341-1372.
- Camus, F., 1977. Geología del área de emplazamiento de los depósitos de cuarzo Olla Blanca, provincia de Cachapoal. Revista Geológica de Chile 4, 43-54.
- Cavieres, P., 2004. Resumen mediciones de esfuerzos sector Diablo Regimiento. Presentación de Microsoft Powerpoint, Superintendencia Geomecánica, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Cuadra, P., 1986. Geocronología K-Ar del yacimiento El Teniente y áreas adyacentes. Revista Geológica Chilena 27, 3-36.
- Cladouhos, T., 1994. Fault kinematics near El Teniente mine. Informe Inédito, Proyecto Geodinámico mina El Teniente.
- Charrier, R., 1981. Mesozoic and Cenozoic stratigraphy of the central Argentinean-Chilean Andes (32°-35° S) and cronology of their tectonic evolution. Zentralblatt für Mineralogie, Geologie und Paläontologie, Stuttgart 1 (3/4). P. 344-355.

- Charrier, R., 1983. Carta Geológica de Chile, Hoja El Teniente. Universidad de Chile, Departamento de Geología, inédito, N° 929.
- Charrier, R., Munizaga, F., 1979. Edades K-Ar de vulcanitas cenozoicas del sector cordillerano del río Cachapoal (34° 15' de latitud Sur). *Revista Geológica de Chile* 7, 41-51.
- Charrier, R., Wyss, A. R., Flynn, J.J., Swisher II, C.C., Norell, M.A., Zapatta, F., McKenna, M.C., Novaceck, M.J., 1996. New Evidence for late Mesozoic - early Cenozoic evolution of the Chilean Andes in the upper Tinguiririca valley (35°S), Central Chile. *Journal of South American Earth Sciences* 9, 1-30.
- Charrier, R., Baeza, O., Elgueta, S., Flynn, J.J., Gans, P., Kay, S.M., Muñoz, N., Wyss, A.R., Zurita, E., 2002. Evidence for Cenozoic extensional basin development and tectonic inversion south of the flat-slab segment, southern Central Andes, Chile (33°-36°S.L.). *Journal of South American Earth Sciences* 15, 117-139.
- Davidson, J., 1971. Geología del área de las Nacientes del Teno, provincia de Curicó. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile, 135 p.
- Davidson, J., Vicente, J.-C., 1973. Características paleogeográficas y estructurales del área fronteriza de los nacientes del Teno (Chile) y Santa Elena (Argentina) (Cordillera Principal, 35° a 35° 15' latitud S). *Actas del 5° Congreso Geológico Argentino, Buenos Aires, vol. 5, pp. 11-55.*
- Deere, D.U.; Hendron, A.J.; Patton, F.D. y Cording, E.J., 1967. Design of surface and near surface excavations in rock. *Proceedings 8th US Symposium on Rock Mechanics: Failure and Breakage of Rock*, (Ed: C Fairhurst), 237-302. Society of Mining Engineers, AIME: New York.
- Departamento Mina, 1990. Block caving en mina El Teniente. Informe interno, División El Teniente, CODELCO-Chile., 77 p.
- Duarte, 2000. Caracterización geológica y geotécnica del Pórfido Dacítico El Teniente. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile.
- Faunes, A., 1981. Caracterización de la mineralogía metálica y de alteración en un sector del stock tonalítico del yacimiento El Teniente. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile, 175 p.
- Figueroa, C., 2003. Caracterización geológica y geotécnica de colpas en puntos de extracción, mina Teniente Sub-6. Memoria de Título, Universidad de Concepción.
- Floody, R., y Huete, C., 1998. Potencial distrito Teniente. Informe Interno, Gerencia Exploraciones, CODELCO-Chile.
- Garrido, I., 1995. Geología estructural del distrito y la mina El Teniente y situación geodinámica regional. Proyecto Geodinámico Mina El Teniente, Proyecto API-11689, CT-S-7009, Tomo 1, 61 p.
- Godoy, E., 1991. El corrimiento El Fierro reemplaza a la discordancia intrasenoniana en el río Cachapoal, Chile Central. 6° Congreso Geológico Chileno, pp. 515-519.
- Godoy y Lara (1994). Segmentación estructural andina a los 33°-34° latitud Sur: Nuevos datos en la Cordillera Principal. *Actas 7° Congreso Geológico Chileno, vol. 2, p. 1344-1348.*
- Godoy, E., Yañez, G., y Vera, E., 1999. Inversion of an Oligocene volcano-tectonic basin and uplifting of its superimposed Miocene magmatic arc in the Chilean Central Andes: first seismic and gravity evidences. *Tectonophysics. Vol. 306, p. 217 – 236.*

- Gomez, R., 2001. Geología de las unidades volcánicas Cenozoicas de área industrial de la mina El Teniente, entre Colón y Coya, Cordillera Principal de Rancagua, VI Región. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile, 143 p.
- Gonzalez, O., y Vergara, M., 1962. Reconocimiento geológico de la Cordillera de los Andes entre los paralelos 35° y 38 latitud S. Publicación N° 24 Instituto de Geología, Universidad de Chile, Santiago. 121 p.
- Guzmán, C., 1991. Alteración y mineralización de los pórfidos dioríticos del sector Central del yacimiento El Teniente. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile.
- Hedley, D.F., 1978. Design guidelines for multi-seam mining at Elliot Lake. Canada Centre for Mineral and Energy Technology, CANMET, Report 78-9.
- Hoek, E., Brown, E.T., 1980. Underground excavations in rock. London, Instn Min. Metall.
- Hoek, E., Kaiser, P.K., y Bawden, W.F., 1995. Support of underground excavations in hard rock. 215 p. Balkema: Rotterdam.
- Hoek, E., Brown, E.T., 1997. Practical estimates of rock mass strength. Int. J. Rock Mech. & Min. Sci. & Geomech. Abstr. 34 (8), 1165-1186.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C.T., Corkum, B., 2002. Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition. Proc. North American Rock Mechanics Society meeting in Toronto in July 2002.
- Howell, F., Molloy, J., 1960. Geology of the Braden orebody, Chile, South America. Economic Geology 55, 455-489.
- Iannacchione, A.T., 1999. Analysis of pillar design practices and techniques for U.S. limestone mines. Trans. Instn. Min. Metall. 108: A152-A160.
- ISRM, 1981. Rock characterization testing and monitoring. Suggested Methods. E.T. Brown (editor), Pergamon Press.
- Itasca Consulting Group, 2002. 3 Dimensional distinct element code, Version 2.0.
- Itasca Consultores, 2001. Consideraciones para el modelamiento tridimensional en el análisis de cavernas en roca primaria. Informe Interno para CODELCO-Chile, División El Teniente. TM-0105801.
- Karzulovic, A., 1997. Evaluación de la estabilidad de pilares. Planilla de Microsoft Excel. Inédito, Superintendencia Geomecánica, CODELCO-Chile, División El Teniente.
- Karzulovic, A., 2001. Propiedades geomecánicas de las estructuras en roca primaria, Mina El Teniente. Superintendencia Planificación Minco. CODELCO, El Teniente. Inédito. Estudio DT-CG-01-003.
- Karzulovic, A., 2002. Propiedades geotécnicas de la Sala de Chancado N°1, mina Diablo Regimiento, Fase I. Informe inédito, Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Karzulovic, A. 2003. Aplicabilidad de los sistemas de clasificación geotécnica en roca primaria. Informe Consultoría DT-CG-03-01, Informe Interno SGL-I-048/2003 Superintendencia Geología División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Karzulovic, A., 2005. Aplicabilidad métodos de explotación al Nuevo Nivel Mina. Estudio DT – CG – 05 – 02. CODELCO-Chile, A. Karzulovic & Asoc. Ltda.
- Klohn, C. 1960. Geología de la Cordillera de los Andes de Chile Central, Provincias de Santiago, O'Higgins, Colchagua y Curicó. Inst. Invest. Geol. (Chile), Bol., N°8, 95p.

- Kumar, P., 1998. Shear failure envelope of Hoek-Brown criterion for rockmass. *Tunneling and Underground Space Technology*, Vol. 13, No. 4, pp. 453-458.
- Kurtz, A., Kay, S., Charrier, R., Farrar, E., 1997. Geochronology of Miocene plutons and exhumation history of the El Teniente region, Central Chile (34°-35°S). *Revista Geológica de Chile*, vol. 24, N° 1, p.73-90.
- Laubscher, D.H., 1984. Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. *Trans. Inst. Min. Metall.* 93, A70-A82.
- Laubscher, D. H., 1990. A Geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *J S Afr Inst Min Metall*, 90(10): 257-273.
- Laubscher, D. H. y Jakubec, J., 2001. The IRMR/MRMR rock mass classification system for jointed rock masses. *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, (Eds: W A Hustrulid and R L Bullock), 475-481. Society for Mining, Metallurgy and Exploration: Littleton, Colorado.
- Lunder, P.J., y Pakalnis, R., 1997. Determination of the strength of hard-rock mine pillars. *Bull. Can. Inst. Min. Metall.* 90; p. 51-55.
- Maksaev, V., Munizaga, F., McWilliams, M., Thiele, K., Arévalo, A., Zúñiga, P., Floody, R., 2001. ⁴⁰Ar/³⁹Ar geochronology of the El Teniente porphyry copper deposit: III Simposio Sudamericano de Geología Isotópica, Extended Abstracts, p. 496-499. (CD-ROM), Pucón.
- Marinos, P., y Hoek, E., 2000. GSI – a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. *Proc. GeoEng2000 Conference*, Melbourne.
- Martin, C.D., Maybee, W.G., 2000. The strength of hard-rock pillars. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 37, 1239-1246.
- Obert, L and Duvall, W.I. 1967. *Rock mechanics and the design of structures in rock*. New York: Wiley.
- Ojeda, J., Hernández, E., Ossandon, G., Enrione, A., Mestre, A., 1980. El pórfido cuprífero El Teniente. CODELCO-Chile, División El Teniente, Inédito, 72 p.
- Ossandon, G., 1974. Petrología y alteración del pórfido dacítico, yacimiento El Teniente. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile, 116 p.
- Padilla, R., 2004. Aplicación de conceptos geológicos en la estimación de la resistencia a la tracción en vetillas selladas del stockwork del yacimiento El Teniente. Memoria de Título, Universidad de Concepción.
- Palmström, A., 1982. The volumetric joint count – a useful and simple measure of the degree of rock jointing. *Proc. 4th Congress International Association of Engineering geology*, New Delhi, 5: 221-228.
- Pardo, C., y Cavieres, P., 2000. Ingeniería geomecánica fase I proyecto de explotación Diablo Regimiento. Informe Interno PL-I-154/2000, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Pardo y Cavieres, 2001. Evaluación geomecánica de la sala de chancado, ingeniería geomecánica básica proyecto Diablo Regimiento. Informe Interno PL-I-107/2001, Superintendencia Planificación, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Pereira, J., 1995. Caracterización de la fase inicial de fragmentación de la zona minera primaria inducida por la minería masiva, sector Teniente 4-Sur, Yacimiento El Teniente. Memoria de Título. Universidad de Chile, 105 p.

- Pereira, J., 1999. Estudio propiedades geotécnicas mina Regimiento. Informe Interno, Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO – Chile.
- Pereira, J., Russo, A., 2000. Estudio propiedades geotécnicas proyectos Diablo Regimiento y Pipa Norte. Informe Final. Evaluación preliminar propiedades geotécnicas de la mina El Teniente. Roca Intacta-macizo rocoso. Informe interno GL-183/00 Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Pereira, J., Russo, A., y Karzulovic, A., en preparación. Propiedades geotécnicas de la Sala de Chancado N°1, mina Diablo Regimiento, Fase II. Informe inédito, Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Quezada, O., 2000. Geología y geotecnia del proyecto Diablo – Regimiento Etapa de estudio de ingeniería básica. Informe Interno GL-157/00, Superintendencia Geología División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Quezada, O., y González, E., 2004. Actualización de información geológico-estructural niveles Hundimiento y Producción. Proyecto Diablo-Regimiento. Informe Interno SGL-I-172/04, Superintendencia Geología, División El Teniente CODELCO-Chile.
- Rivera, O., y Falcón, M. 1998. Estudio geológico distrital de la División El Teniente de Codelco - Chile, escala 1:25.000. Informe Inédito, Superintendencia de Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Rodrigo, J., 1999. Influencia de las estructuras en la ruptura de probetas sometidas a compresión uniaxial. Andesita, Teniente 4 Regimiento. Yacimiento El Teniente. Memoria de Título, Departamento de Geología, Universidad de Chile.
- Salamon, M.D.G., 1970. Stability, instability and the design of pillar workings. *Int. J. Rock Mech. Sci. & Geomech. Abstr.*, 7, 613-631.
- Skewes M., Arévalo A., Floody R., Zúñiga R. Stern C., 2002. The giant El Teniente breccia deposit: Hypogene Copper Distribution and Emplacement. Society of Economic Geologists. Special Publication 9.
- Stacey, T.R., y Page, C.H., 1986. Practical handbook for underground rock mechanics. Series on Rock and Soil Mechanics Vol. 12. Trans Tech Publications.
- Superintendencia Geología, 1998. Estándares y metodologías de trabajo para geología de mina. Informe interno GL-067/98 Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Superintendencia Geología, 2003. Estándares y metodologías de trabajo para geología de minas, actualización año 2003. Informe interno SGL-I-123/03, Superintendencia Geología División El Teniente, CODELCO-Chile.
- Terzaghi, K., 1965. Sources of error in joint surveys. *Geotechnique* 15, 287-304.
- Thiele, R. 1980. Hoja Santiago, Región Metropolitana, Servicio Nacional de Geología y Minería. Carta Geológica de Chile, 29, 21 p.
- Valenzuela, R., 2003. Mineralización sulfurada hipógena de cobre en el sector Central del yacimiento El Teniente, VI Región. Memoria de Título, Departamento de Ciencias de la Tierra, Universidad de Concepción.
- Vergara, 2005. Índices geotécnicos aplicados al macizo rocoso primario de la mina El Teniente. Informe Proyecto III, Departamento de Geología, Universidad de Chile.

Villalobos, J., 1975. Alteración hidrotermal en las andesitas del yacimiento El Teniente, Chile. Tesis de Doctorado. Departamento de Geología, Universidad de Chile, 116 p.

Villaescusa, E., 1991. A three dimensional model of rock jointing. Ph. D. Thesis. University of Queensland, 218 p.

Walton, R., Hall, S., 1991. Rock stress measurement by overcoring using the CSIRO Hi Cell at Sub6 Level – El Teniente mine – Chile. Internal Report N°78 CSIRO – Division of Geomechanics, Institute of Minerals, Energy and Construction para División El Teniente de Codelco Chile. Australia.

Willoner, A., 2000. Characterization of rock mass quality and prediction of mass behaviour. M.Sc. Thesis, University of Leeds.