



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

SIMULACIÓN DEL COMPORTAMIENTO GEOMECÁNICO DE LAS VETILLAS DEL YACIMIENTO EL TENIENTE MEDIANTE PFC3D.

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE GEÓLOGO

FRANCISCO JAVIER RAMÍREZ NAVARRO

PROFESOR GUÍA:

ANDRÉS BRZOVIC PÉREZ

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JAVIER VALLEJOS MASSA

SOFÍA REBOLLEDO LEMUS

SANTIAGO DE CHILE

JULIO 2012

RESUMEN

El objetivo del presente trabajo fue replicar, mediante simulación computacional, los resultados de dos ensayos de tensión directa y cinco de corte directo, realizados en muestras con vetillas con distinto relleno mineralógico, pertenecientes al Complejo Máfico El Teniente (CMET). Los mencionados ensayos fueron encargados por CODELCO, División El Teniente, al SP Technical Research Institute of Sweden, durante el año 2010.

Actualmente, Itasca™ ha desarrollado un programa computacional, llamado PFC3D (*Particle Flow Code in Three Dimensions*), el cual es capaz de simular ensayos de laboratorio, y entregar resultados casi idénticos a los reales. La simulación que efectúa utiliza los siguientes componentes, considerando el modelo de SRM (*Synthetic Rock Mass*):

- Roca intacta, mediante el modelo BPM (*Bonded Particle Model*), en donde el material es representado por esferas que interactúan entre sí y su comportamiento se rige por los enlaces existentes entre ellas.
- Discontinuidades, abiertas o cerradas, mediante los modelos de DFN (*Discrete Fracture Network*) y SJM (*Smooth Joint Contact Model*). Para este trabajo, se simularon vetillas selladas.

Durante la calibración de la roca intacta, se estableció una relación entre el comportamiento macroscópico de la muestra ensayada y el valor del microparámetro que lo rige (correspondiente a uno de los modelos antes descritos; en este caso, BPM). En particular:

- Resistencia a la tensión a nivel macroscópico (σ_t) relacionado con la resistencia a la tensión microscópica, de los enlaces (σ_n).
- Módulo de Young (E), relacionado con el parámetro microscópico (*Ball E*).
- Compresión uniaxial (UCS), relacionado con la cohesión microscópica

Adicionalmente, en el proceso de simulación de los ensayos de laboratorio, fue posible determinar el comportamiento de diversos microparámetros considerados en el modelo SJM y decidir cuáles eran los influyentes en cada caso. En particular, para los ensayos de tensión directa, son especialmente importantes la rigidez normal de los contactos (\bar{k}_n) y la resistencia a la tensión (σ_c); mientras que en los ensayos de corte directo, son la resistencia al corte de los enlaces (\bar{k}_s), la cohesión de contacto (c_b) y el coeficiente de fricción microscópica entre las partículas (μ). También, con la realización de esta fase, se trazó una posible ruta a seguir en el proceso de calibración, dejando parcialmente de lado la metodología de “ensayo y error”, a la cual se debía acudir anteriormente.

Cabe destacar que, con todo el proceso de simulación de los ensayos geotécnicos, se consiguieron resultados similares a los obtenidos en laboratorio, con diferencias menores al 5-10%, tanto para las simulaciones de ensayos de tensión directa como de corte directo.

Quiero dedicar este trabajo a los que creyeron en mí, y también a los que no, porque todos, absolutamente todos, me dieron ánimos para continuar.

“Quizá esta vida solo sea un sueño, y como todo sueño dura muy poco.

Antes de despertar, quiero seguir luchando por el propósito que vine a esta vida; antes de partir, quiero ser feliz...”

AGRADECIMIENTOS

En la vida siempre, pero siempre, hay algo por lo que agradecer. Por supuesto este trabajo de título, con tanta historia por detrás, no es la excepción. Sé que me quedaré corto de espacio, debido a la gran cantidad de maravillosas personas a las cuales debo mencionar, pero lo intentaré de todas maneras. ¡Allá vamos!

Primero que todo, a la profe Sofía, que si no fuera por ella, este trabajo nunca lo hubiera terminado. Se convirtió en una segunda madre, que me apoyó y dio guía durante todo el proceso, aportando y sugiriendo, para terminar esta memoria.

Al profesor Javier Vallejos, que sin sus innumerables intervenciones, no hubiera podido sacar adelante el trabajo de simulación. Me aconsejó y ayudó, para poder conseguir el mayor provecho de todo lo obtenido a lo largo del año.

A Andrés Brzovic, que sin el ofrecimiento que hizo por parte de Codelco, ni de sus gestiones, este trabajo hubiera sido imposible de llevar a cabo. Adicionalmente, agradecerle a toda la increíble gente que he conocido y con quienes compartí a lo largo de este año. Especial mención para Carlos, que sin su ayuda, me hubiera sido muy difícil trabajar con los datos que proveyó. También muy agradecido por el buen ambiente laboral, sobre todo a las señoritas Pau y Silvi.

Obviamente, debo agradecer por la infinita paciencia que mi familia tuvo. Soportar esas largas noches de simulación, y mi afán de tener música para no dormirme, fueron tema recurrente en mi hogar. El apoyo ante las dificultades, el amor que siempre me han transmitido, y claro, la gran disposición a aguantarme, es lo mejor que pueden haberme ofrecido durante todo este tiempo. Además, la buena voluntad por parte de mi hermana, que siempre me cateteó para que tuviera listo el trabajo, y que hasta en los últimos detalles me ofreció su ayuda. Papá, Mamá, Tammy, Vane y Daniel, ¡gracias a cada uno de ustedes! Mención especial a Lolita (q.e.p.d.), que siempre fue capaz de brindarme su genial compañía, hasta durante esos días de abandono familiar (sí, me perdí muchas vacaciones por estar trabajando).

A la gente de Itasca por el soporte brindado durante todo el proceso. Especialmente, quiero agradecer a Diego Mas Ivars, por sus constantes revisiones a mis avances del trabajo, y las actualizaciones del programa efectuadas por él. Las conversaciones y el ánimo transmitido fueron pieza fundamental para conseguir los resultados que se exponen acá.

A Gemmy, el amor de mi vida, que siempre fue capaz de darme esa inyección de ánimo, cuando me encontraba frustrado o desanimado con el trabajo. Por compartir nuestras vidas y siempre brindar el apoyo que necesité.

A mis compañeros de Universidad, especialmente a Karenchis, quién supo escuchar todos mis dramas y aportar con ese granito de ánimo diario que a veces faltaba, también a Kimie, Ale y Diego, cada uno contribuyendo de distinta manera a este trabajo.

Mención especial a los funcionarios que vieron mi paso por Geología, especialmente a María Rosa, amorosa como nadie y siempre con tiempo para escuchar mis largas conversaciones y atados varios. No se olvidarán tampoco esos chocolates y galletas, cuando moría de hambre. También agradecerle a Carlos y Quilo, a cada uno de ellos por la ayuda prestada durante todos estos años. Y obviamente, a la nueva integrante del equipo de Geología, Blanca, que también supo soportar todas las molestias y quejas con que iba, y me escuchaba cuando necesitaba alguien con quien conversar.

Hay tanta gente que me falta mencionar, lo sé, estoy consciente de ello, y hablar de las cualidades de cada uno de ellos me haría llenar hojas y hojas (de hecho, podría ser hasta un libro aparte). Lamentablemente, tendré que limitarme a solo mencionarlos. A todo mi curso y toda la gente del departamento de Geología, a mis amigos de la Pastoral, de la seXión7, del Grupo de Fotografía Beauchef (Cami, Fabián y Gonzalo). Tanta gente de otros lados, tanto de la U en general, no solo de la Facultad, como a maravillosas personas de fuera, que cada una aportó en el momento preciso el impulso necesario para continuar avanzando.

Índice General

RESUMEN	I
DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTOS	III
ÍNDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. FORMULACIÓN DEL ESTUDIO PROPUESTO	1
1.2. OBJETIVOS.....	2
<i>1.2.1. Objetivo general.....</i>	<i>2</i>
<i>1.2.2. Objetivos específicos</i>	<i>2</i>
<i>1.2.3. Aplicabilidad y limitaciones del estudio.....</i>	<i>2</i>
1.3. UBICACIÓN Y VÍAS DE ACCESO.....	3
1.4. METODOLOGÍA DE TRABAJO.....	4
<i>1.4.1. Etapa de revisión y recopilación de antecedentes</i>	<i>4</i>
<i>1.4.2. Etapa de calibración de roca intacta</i>	<i>5</i>
<i>1.4.3. Etapa de simulación de ensayos.....</i>	<i>5</i>
<i>1.4.4. Etapa de gabinete.....</i>	<i>6</i>
1.5. TRABAJOS ANTERIORES	6
2. MARCO GEOLÓGICO.....	7
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	7
<i>2.1.1. Rocas Estratificadas</i>	<i>8</i>
<i>2.1.2. Rocas Intrusivas</i>	<i>11</i>
<i>2.1.3. Estructuras.....</i>	<i>11</i>
<i>2.1.4. Marco Geotectónico.....</i>	<i>13</i>
2.2. GEOLOGÍA DISTRITAL	15
2.2.1. Secuencias estratificadas.....	15
2.2.1.1. Formación Farellones	15
2.2.1.2. Depósitos Laháricos.....	17
2.2.1.3. Depósitos recientes.....	17
2.2.2. Rocas Intrusivas	19
2.2.3. Estructuras.....	19
2.3. GEOLOGÍA DE YACIMIENTO EL TENIENTE.....	21
2.3.1. Litología	21
2.3.1.1. Complejo Máfico El Teniente (ex Andesitas de la Mina).....	21
2.3.1.2. Complejo Félsico	24
2.3.1.3. Complejo Brecha Braden.....	25

2.3.1.4.	Cuerpos de Brechas	25
2.3.1.5.	Intrusivos Menores	26
2.3.2.	<i>Geología estructural del Yacimiento</i>	27
2.3.3.	<i>Alteración y mineralización</i>	28
2.3.3.1.	Etapa Tardimagmática	28
2.3.3.2.	Etapa Hidrotermal Principal	29
2.3.3.3.	Etapa Hidrotermal Tardía	29
2.3.3.4.	Etapa Póstuma	30
2.3.3.5.	Etapa Supérgena	30
3.	VETILLAS	30
3.1.	ESPESOR DE LA VETILLA	32
3.2.	EXTENSIÓN DE LA TRAZA DE LA VETILLA	33
3.3.	MINERALOGÍA, ALTERACIÓN Y RELACIONES DE CONTACTO.....	33
3.3.1.	<i>Categoría Tardimagmática TM</i>	33
3.3.2.	<i>Categoría Hidrotermal Principal HP</i>	37
3.3.3.	<i>Categoría Hidrotermal Tardía HT</i>	39
5.	SIMULACIÓN DE ENSAYOS DE LABORATORIO DE TENSIÓN Y CORTE DIRECTO	46
5.1.	PARTICLE FLOW CODE IN THREE DIMENSIONS (<i>PFC3D</i>)	46
5.2.	SYNTHETIC ROCK MASS (SRM).....	49
5.2.1.	<i>Representación de la roca intacta: Bonded Particle Model (BPM)</i>	49
5.2.1.1.	Granos.....	49
5.2.1.2.	Cemento (o enlace paralelo).....	51
5.2.1.3.	Mejoras aplicadas al modelo (Enhanced BPM)	52
5.2.2.	<i>Representación de las discontinuidades</i>	55
5.2.2.1.	Discrete Fracture Network (DFN).....	55
5.2.2.2.	<i>Smooth Joint Contact Model (SJM)</i>	57
5.3.	EL PROGRAMA SRMLAB DE ITASCA TM	59
6.	METODOLOGÍA Y RESULTADOS	62
6.1.	INTRODUCCIÓN.....	62
6.2.	DATA PREVIA.....	62
6.3.	CALIBRACIÓN DE ROCA INTACTA	64
6.3.1.	<i>Ensayo de Tensión</i>	66
6.3.2.	<i>Ensayo de resistencia a la compresión uniaxial (UCS)</i>	69
6.3.2.1.	Primera Fase	69
6.3.2.2.	Segunda Fase.....	72
6.3.3.	<i>Ensayo de resistencia a la compresión triaxial</i>	74
6.3.4.	<i>Análisis de seed number</i>	75
6.3.5.	<i>Resumen</i>	77
6.4.	CALIBRACIÓN DE ENSAYOS DE TENSIÓN EN VETILLAS.....	78

6.4.1.	<i>Determinación de parámetros relevantes</i>	78
6.4.2.	<i>Fase de calibración</i>	83
6.5.	CALIBRACIÓN DE ENSAYOS DE CORTE DIRECTO	86
6.5.1.	<i>Determinación de parámetros relevantes</i>	86
6.5.2.	<i>Fase de calibración</i>	92
6.5.2.1.	Calibración del <i>peak</i> de <i>stress</i> y <i>strain</i>	92
6.5.2.2.	Calibración del comportamiento post <i>peak</i> (valor residual).....	94
7.	DISCUSIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	99
7.1.	CALIBRACIÓN DE LA ROCA INTACTA	99
7.2.	CALIBRACIÓN DE ENSAYOS DE TENSIÓN EN VETILLAS	101
7.3.	CALIBRACIÓN DE ENSAYOS DE CORTE DIRECTO EN VETILLAS	102
7.4.	ALCANCES FINALES	104
7.5.	TRABAJOS FUTUROS	106
8.	REFERENCIAS	107
ANEXO A	114
ANEXO B	123
ANEXO C	164

Índice de Figuras

Figura 1.1: Mapa con las principales vías de acceso al Yacimiento El Teniente	4
Figura 2.1: Mapa Geológico Regional de la zona de estudio.....	9
Figura 2.2: Modelo de estructuras tipo Riedel para una zona de transcurrencia sinistral de rumbo N50°W	12
Figura 2.3: Ubicación del segmento Zona Volcánica Central (ZVC), Zona de <i>flat slab</i> y la porción norte de la Zona Volcánica Sur (ZVS).....	14
Figura 2.4: Perfiles transversales de la evolución magmato-tectónica de los Andes Centrales a los 34°S, entre el Mioceno y el Presente	16
Figura 2.5: Mapa geológico Distrito Teniente	18
Figura 2.6: Zona de Falla Teniente (ZFT)	20
Figura 2.7: Mapa Geológico con las principales unidades litológicas del Yacimiento El Teniente	23
Figura 3.1: Esquema ilustrativo de los componentes típicos de una vetilla sellada en roca primaria.....	31
Figura 3.2: CMET primario en frente Fw Cruzado cabecera Norte del Sector Esmeralda, que muestra un enrejado de vetillas selladas (stockwork)	32
Figura 3.3: Vetilla de magnetita V1, de color oscuro, cortada por una vetilla V2 de biotita, cortada a su vez por una vetilla V3 con cuarzo, biotita y pintas de calcopirita.....	34
Figura 3.4: Vetilla V2 de cuarzo – biotita, anhidrita y calcopirita minoritaria.....	34
Figura 3.5: Vetilla de cuarzo, anhidrita, biotita, clorita y calcopirita con halo silíceo difuso	35
Figura 3.6: Vetilla V4, de anhidrita con biotita diseminada y halo silicio – biotítico	35
Figura 3.7: Veta de cuarzo V5, sin halo, con calcopirita y molibdenita depositada en sutura central	35
Figura 3.8: Veta de anhidrita V6, sin halo	36
Figura 3.9: Vetilla V7 de calcopirita masiva	36
Figura 3.10: Vetilla V8 en CMET con halo silíceo difuso, cortada por vetillas V2 y V3	37
Figura 3.11: Vetilla V9 de magnetita con cuarzo y halo moteado simple con mineralización diseminada.....	38

Figura 3.12: Vetilla V10 masiva de calcopirita, pirita y cuarzo con halo simple y mineralización diseminada.....	38
Figura 3.13: Vetilla V11 en Pórfido Dacítico. Ésta se observa segmentada de calcopirita y cuarzo, con un halo transicional y escasa mineralización diseminada.....	39
Figura 3.14: Vetilla V12, con calcopirita masiva y cuarzo subordinado	39
Figura 3.15: Vetilla V13, de bornita, calcopirita, tenantita y cuarzo subordinado	40
Figura 3.16: Vetilla de yeso masivo con calcita y bornita subordinada.....	40
Figura 3.17: Veta V15 de turmalina mayoritaria y carbonatos	41
Figura 4.1: Ensayo de tensión directa	43
Figura 4.2: Máquina para efectuar ensayo de tensión directa.....	44
Figura 4.3: Máquina para efectuar el ensayo de corte directo	46
Figura 5.1: Componentes de un macizo rocoso sintético.....	49
Figura 5.2: Propiedades de las partículas en BPM.....	50
Figura 5.3: Propiedades del cemento (o enlace paralelo) en el modelo BPM	51
Figura 5.4: Mecanismos de rotación entre partículas que forman un clúster y un clump.....	52
Figura 5.5: Envolvente de falla de Mohr Coulomb para un contacto paralelo	53
Figura 5.6: Representación de una Discrete Fracture Network	56
Figura 5.7: Forma tradicional de representar interfaces en modelos basados en partículas, y esquema de un macizo rocoso con numerosas smooth joint	57
Figura 5.8: Representación del Smooth Joint Contact Model.....	58
Figura 5.9: Vista del programa SRMLab, correspondiente a la sección de generación de material	60
Figura 5.10: Vista del programa SRMLab, correspondiente a la sección de ingreso de DFNs....	61
Figura 5.11: Vista del programa SRMLab, correspondiente a la creación de ensayos.....	62
Figura 6.1: Resumen de ensayos realizados por El Teniente, graficados en RocLab.....	64
Figura 6.2: Gráfico stress versus strain, obtenido al ensayar los materiales RADIO1 a RADIO7	68
Figura 6.3: Resultados de segunda simulación para la determinación de Sn.....	69

Figura 6.4: Deformación versus módulo tangente de deformación E (GPa), para el material MENOR1	70
Figura 6.5: Simulación UCS con cohesión = 75 MPa y variación de Ball E y Bond E_c	71
Figura 6.6: Gráfico stress versus strain de los ensayos realizados en la segunda fase.....	73
Figura 6.7: Envolvente de ruptura, según el criterio de Mohr-Coulomb	75
Figura 6.8: Gráfico que resume las curvas de los ensayos triaxiales efectuados	77
Figura 6.9: Influencia de los parámetros c_b, ψ, μ y ϕ_b , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión	81
Figura 6.10: Influencia del parámetro \bar{k}_s , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión.....	81
Figura 6.11: Influencia del parámetro \bar{k}_n , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión.....	82
Figura 6.12: Influencia del parámetro σ_c , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión.....	82
Figura 6.13: Gráfico de strain versus stress de ensayos de tensión simulados	84
Figura 6.14: Influencia del parámetro \bar{k}_n , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	88
Figura 6.15: Influencia del parámetro \bar{k}_s , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	88
Figura 6.16: Influencia del parámetro μ , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	89
Figura 6.17: Influencia del parámetro ψ , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	89
Figura 6.18: Influencia del parámetro σ_c , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	90
Figura 6.19: Influencia del parámetro c_b , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	90
Figura 6.20: Influencia del parámetro ϕ_b , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo	91
Figura 6.21: Curva de strain versus stress del ensayo de laboratorio DAC3A efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010).....	95

Figura 6.22: Curva de strain versus stress del ensayo de laboratorio DAC3B efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010).....	96
Figura 6.23: Curva de strain versus stress de laboratorio del ensayo DAC7, efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010), y curva obtenida en la simulación del ensayo DAC7.....	97
Figura 6.24: Curva de strain versus stress del ensayo de laboratorio DAC14A efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010).....	98
Figura 6.25: Curva de strain versus stress del ensayo de laboratorio DA14B efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010).....	98
Figura 7.1: Gráfico de resistencia a la tensión a nivel macroscópico (σ_t) versus resistencia a la tensión microscópica, de los enlaces (σ_n)	100
Figura 7.2: Gráfico de módulo de Young (E), versus parámetro microscópico (Ball E).....	101
Figura 7.3: Gráfico de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) versus cohesión microscópica	101

Índice de Tablas

Tabla 5.1: Propiedades que caracterizan a las partículas en BPM	50
Tabla 5.2: Propiedades que caracterizan al contacto paralelo, tanto en el modelo BPM como en el Enhanced BPM	54
Tabla 5.3: Propiedades que caracterizan la geometría del modelo de fractura	56
Tabla 5.4: Propiedades que caracterizan un DFN	56
Tabla 5.5: Propiedades que caracterizan un Smooth joint Contact Model	58
Tabla 6.1: Valores resistentes y de deformación de la roca intacta, estimados con el programa RocLab. Solo se han incluido los relevantes para la fase de calibración de la roca intacta	64
Tabla 6.2: Valores geométricos generales para los materiales definidos en los ensayos de tensión y UCS	66
Tabla 6.3: Parámetros utilizados en materiales generados, correspondientes al menú Material de SRMLab	67
Tabla 6.4: Módulo de deformación de partículas (Ball E), calculado mediante el parámetro Módulo de Young para roca intacta (E)	71
Tabla 6.5: Valores de la cohesión para los materiales generados en la segunda fase y su correspondiente desviación estándar y UCS obtenido	72
Tabla 6.6: Valores de UCS para las cohesiones ensayadas	73
Tabla 6.7: Valores peak de stress a diferentes confinamientos	74
Tabla 6.8: Resumen de los ensayos efectuados para ver la influencia del seed number en el valor peak de los ensayos	76
Tabla 6.9: Resumen de los parámetros que aseguran una correcta calibración del material de la roca intacta del CMET en El Teniente	78
Tabla 6.10: Valores por defecto para discontinuidad generada para los ensayos de tensión	80
Tabla 6.11: Resumen de discontinuidades creadas, para cada uno de los parámetros estudiados en los ensayos de tensión	80
Tabla 6.12: Resultados del ajuste de los ensayos de tensión realizados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010), que se buscan replicar en SRMLab	83
Tabla 6.13: Ensayos de tensión simulados para obtener primeras aproximaciones a los resultados conocidos	84

Tabla 6.14: Valores de los microparámetros \bar{k}_n y σ_c que aseguran una correcta calibración	85
Tabla 6.15: Vetilla creada en el programa, resultante de los valores promedios de los ensayos DAC24 y DAC25	85
Tabla 6.16: Valores esperados del ensayo y los obtenidos en el mismo	86
Tabla 6.17: Nuevos valores geométricos generales para el material que simula el comportamiento de la roca intacta.....	86
Tabla 6.18: Microparámetros de la discontinuidad de control con la cual se realizaron las comparaciones para cada uno de los parámetros analizados.....	87
Tabla 6.19: Resumen de discontinuidades, junto a la influencia que tiene cada uno de los microparámetros en los ensayos de corte directo realizados.....	87
Tabla 6.20: Valores considerados para archivos de discontinuidades utilizadas en la simulación de ensayos de corte directo.....	91
Tabla 6.21: Detalle de las muestras a simular, obtenidas del reporte del SP Technical Research Institute of Sweden (2010)	92
Tabla 6.22: Simulaciones de ensayos de corte directo, efectuados con diversos valores de \bar{k}_s y c_b y a confinamiento de 1 MPa.....	93
Tabla 6.23: Valores de \bar{k}_s y c_b , que aseguran replicar los resultados obtenidos en los ensayos de corte directo efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010)	93
Tabla 6.24: Detalle de los ensayos de corte directo a simular, obtenidas del reporte del SP Technical Research Institute of Sweden (2010).....	94
Tabla 6.25: Valores de μ , que asegura replicar los resultados obtenidos en los ensayos de corte directo de laboratorio efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010).....	95
Tabla 7.1: Valores de los microparámetros que aseguran una correcta calibración, del material de roca intacta del CMET en El Teniente, en el programa PFC3D	99
Tabla 7.2: Valores de los microparámetros \bar{k}_n y σ_c que aseguran una correcta calibración de los ensayos de tensión de vetillas de calcopirita	102
Tabla 7.3: Valores de los microparámetros \bar{k}_s , c_b y μ que aseguran replicar los resultados obtenidos en los ensayos de laboratorio de corte directo, efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010)	103
Tabla 7.4: Valores de los ensayos de laboratorio efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010), junto a los correspondientes obtenidos mediante la simulación en SRMLab.....	105

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Formulación del estudio propuesto

Se entiende por macizo rocoso al conjunto de un volumen de roca intacta y discontinuidades en ella (ya sean planos de estratificación, de cizalle, fallas, diques, vetas y vetillas, entre otros). Estas discontinuidades condicionarán la respuesta mecánica del macizo rocoso frente a los esfuerzos a los cuales se someta.

La dificultad de predecir el comportamiento del macizo rocoso a su escala original, obliga a recurrir al ensayo de probetas de roca (muestras extraídas) de menor tamaño, en laboratorio. Desafortunadamente, éstas no replican de manera exacta el verdadero valor de dicho comportamiento, debido a que la proporción y configuración espacial de las discontinuidades con respecto a la roca “fresca” condicionan la resistencia global del macizo.

Publicaciones recientes (Pierce *et al.*, 2009; Cundall *et al.*, 2008) han establecido relaciones numéricas para la estimación de la resistencia de bloques de roca a escalas mayores que los tamaños estándares de probetas ensayados. Además, se ha detectado un impacto significativo de los microdefectos, ya sea poros, grietas o vetillas, así como también la meteorización/alteración, que pueden tener un efecto a escala para la estimación de este parámetro. Pierce *et al.* (2009) en su estudio de las cuarcitas de Bingham Canyon, reafirman la importancia de considerar la presencia y naturaleza del microfracturamiento/vetilleo en la roca cuando se trata de estimar la resistencia de bloques de roca mayores a probetas estándares.

De acuerdo a lo anterior, si se desea conocer la respuesta de un macizo rocoso, es necesario partir considerando aquella que tendrán los elementos discontinuos menores (en este caso, las vetillas). Estudios realizados actualmente, han demostrado que estas estructuras geológicas pueden ser consideradas los eslabones más débiles del macizo rocoso masivo y competente del Yacimiento El Teniente, en particular. En dicho estudio, realizado por Brzovic y Figueroa (2009), se demostró que la roca de mena primaria en la mina falla principalmente a través de estructuras geológicas pre-existentes durante el proceso de hundimiento y fragmentación.

Todo lo anteriormente dicho motiva al presente estudio, el cual busca replicar, mediante el programa computacional Particle Flow Code in 3D (desarrollado por Itasca™), resultados de ensayos de laboratorio de tensión y de corte directo, efectuados por el Yacimiento El Teniente, para determinar la resistencia de las vetillas. Este estudio podría ser posteriormente utilizado para modelar, a mayor escala, el comportamiento del macizo rocoso del yacimiento en cuestión.

Esta memoria se enmarca dentro del proyecto denominado “Servicios de ensayos de laboratorio en estructuras geológicas y asesoría en la aplicación de la técnica de modelado numérico de Macizos Rocosos Sintéticos (SRM). CODELCO Chile, División El Teniente, Contrato 450111085”, el cual busca modelar el macizo rocoso de El Teniente. Las muestras utilizadas

corresponden a la litología del CMET, específicamente de las zonas Pilar Norte y Dacita de la Mina El Teniente. Este proyecto consta de 4 fases (para más detalle, ver Anexo A):

- 1.- Ensayos de laboratorio
- 2.- Descripción geológica de muestras
- 3.- Modelamiento numérico a escala de laboratorio
- 4.- Modelamiento numérico a escala de macizo rocoso

El presente trabajo de memoria de título corresponde a la tercera fase del proyecto ya mencionado.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar las micropropiedades que permiten predecir el comportamiento geomecánico de las vetillas del Yacimiento El Teniente, a escala de probeta de 50 mm, mediante el programa computacional Particle Flow Code in Three Dimensions (*PFC3D*), implementado en el programa Synthetic Rock Mass Laboratory (SRMLab).

1.2.2. Objetivos específicos

- Replicar resultados obtenidos en ensayos de laboratorio, tanto de tensión como de corte directo, a muestras de rocas asignadas al Complejo Máfico de El Teniente (CMET), utilizando *PFC3D*.
- Desarrollar una metodología a seguir, con respecto al proceso de modelamiento de muestras, para futuros trabajos de calibración, de los ensayos antes mencionados.

1.2.3. Aplicabilidad y limitaciones del estudio

El proceso de modelamiento, para la predicción del comportamiento de la roca intacta y discontinuidades, efectuado en este trabajo, es aplicable a cualquier otro estudio donde se encuentre involucrado un macizo rocoso. Con los pertinentes estudios previos, se puede seguir una metodología similar a la expuesta y así asegurar una correcta y aceptable estimación de los parámetros resistentes del macizo rocoso, así como su comportamiento frente al fracturamiento.

Es importante recalcar que el estudio está limitado a la rigurosidad y precisión con que se efectuaron los ensayos en roca. Esto significa que los resultados que se obtendrán mediante la simulación en el programa replicarán a los ensayos ya realizados.

1.3. Ubicación y vías de acceso

El Yacimiento El Teniente, se encuentra en la Cordillera de los Andes de Chile Central, en la VI Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Provincia del Cachapoal, aproximadamente a 40 km al NE de Rancagua y 73 km al sur de Santiago. Sus coordenadas geográficas son 70°21' longitud oeste y 34°14' latitud sur, entre las cotas 2000 y 3200 m s.n.m. (Figura 1.1).

El acceso a las instalaciones del yacimiento se realiza desde Rancagua por la carretera asfaltada Presidente Eduardo Frei Montalva (conocida también como carretera del Cobre), que es una autopista de 46 km de largo que une la ciudad con la localidad de Colón Alto. Una vía alternativa para acceder a la mina es el desvío que existe desde la carretera Presidente Eduardo Frei Montalva hacia la fundición Caletones, lugar del cual se desprende un camino asfaltado que une esta localidad con Sewell, campamento minero ubicado a 3 km al oeste del yacimiento. Aquí existen diferentes caminos asfaltados o consolidados y túneles de acceso, para los diferentes niveles de la mina a los que se quiera llegar.

Desde este sector el acceso hacia el interior de la mina es a través de un túnel de 8 km de largo, por medio de un ferrocarril eléctrico, que comunica con el nivel TEN-8, actual nivel más profundo del yacimiento (1983 m s.n.m.). Para acceder a los niveles superiores se utiliza un sistema de ascensores de gran capacidad, los que conectan los niveles de explotación. Además existen vías de comunicación horizontales (galerías) y rampas, que conducen a los diferentes frentes de trabajo, que permiten el tránsito de vehículos motorizados.



Figura 1.1: Mapa con las principales vías de acceso al Yacimiento El Teniente. El sitio de éste se identifica con una circunferencia roja en la imagen de la derecha.

1.4. Metodología de trabajo

El trabajo se llevó a cabo entre los meses de marzo y noviembre de 2011, tanto en el laboratorio de Block Caving del Departamento de Ingeniería en Minas de la Universidad de Chile, como en las dependencias de CODELCO División El Teniente. El detalle de la metodología realizada, se indica a continuación:

1.4.1. Etapa de revisión y recopilación de antecedentes

En esta etapa se procedió a reunir y consultar la literatura disponible con temas de interés para el estudio: resistencia de la roca, efectos de escala, y antecedentes de trabajos anteriores de modelado computacional de ensayos, especialmente de tensión y corte directo.

Además, se recolectó información de los ensayos realizados por El Teniente, para su posterior resumen (Anexo B). Esto, para lo siguiente:

- Contar con las referencias necesarias para la calibración de la roca intacta, correspondiente a la primera fase del estudio en cuestión.

- Tener los antecedentes de ensayos realizados, y seleccionar los más representativos para su posterior modelado en el programa *PFC3D*.

Cabe destacar que para lo anterior, se cuenta con los informes de ensayos enviados por SP Technical Research Institute of Sweden (2010), así como la tesis para título de Geólogo de De Los Santos (2011).

En adición, se efectuó un estudio de manuales de *PFC3D*, junto con la asistencia a dos cursos dictados por Diego Mas Ivars, de Itasca™ en los meses de marzo y junio de 2011, de duración de una semana cada uno. Todo lo anterior, para asegurar un entendimiento de la teoría detrás del programa, así como su funcionamiento.

1.4.2. Etapa de calibración de roca intacta

Para poder simular el comportamiento geomecánico de las vetillas, tanto en los ensayos de tensión como de corte directo, es necesario realizar una serie de pasos para calibrar el material que es utilizado en el proceso. El proceso de calibración corresponde a la determinación de las micropropiedades que condicionarán la respuesta macro del material en cuestión, y que reflejarán los parámetros resistentes de la roca, previamente determinados por los ensayos realizados por El Teniente.

Por lo tanto, en esta etapa se realizó una serie de simulaciones de ensayos en *PFC3D*, en el siguiente orden:

1. Ensayos de tensión
2. Ensayos de resistencia a la compresión uniaxial
3. Ensayos de resistencia a la compresión triaxial

El detalle de esta parte de la metodología se encuentra en la Sección 5.3: Calibración de la roca intacta.

1.4.3. Etapa de simulación de ensayos

Correspondió a la parte más extensa del trabajo, en donde se contaba con las muestras seleccionadas y ensayadas. El objetivo era conseguir que el programa entregara los mismos resultados que los obtenidos en los ensayos de laboratorio. En particular, se buscó reproducir los valores de dos ensayos de tensión correspondientes a vetillas de calcopirita, y a 5 ensayos de corte directo: dos de calcopirita, dos de anhidrita y uno de pirita.

1.4.4. Etapa de gabinete

Finalmente, se realizó esta etapa para procesar toda la información obtenida de la anterior, asegurar su validez con la realidad. Lo anterior, considerando los resultados entregados por el programa SRMLab y el contraste con los informes ya recibidos de SP Technical Research Institute of Sweden (2010) y los resultados obtenidos por De Los Santos (2011).

1.5. Trabajos anteriores

A continuación se mencionan estudios previos desarrollados en la Mina El Teniente que han abordado temas relacionados a las propiedades de las vetillas que componen el Macizo Rocoso y como estas influirían en el desarme del macizo.

- **Zúñiga (1979)** realizó los primeros ensayos geotécnicos en el Yacimiento, concretamente del tipo carga puntual.
- **Hevia, B. (1984)** estudió las probetas sometidas a ensayos geotécnicos, demostrando que cerca del 90% de las rupturas con carga puntual corresponden a vetillas del tipo *stockwork*.
- **Pereira, J. (1995)** realizó un estudio orientado a la caracterización de la fase inicial del proceso de fragmentación de la roca primaria en la Mina Teniente 4 Sur. Al igual que Zúñiga (1979) demostró que cerca del 80% de las caras que defienden a las colpas corresponden a vetillas del tipo *Stockwork*.
- **Marambio et al. (1999)** introdujeron un sistema de clasificación de las rupturas desarrolladas a través de las probetas ensayadas mediante el método de Compresión Simple y Compresión Triaxial en la Mina El Teniente.
- **Rodrigo (1999)**, a partir de la descripción de probetas de rocas sometidas a ensayos de compresión Uniaxial y Triaxial, extraídos en el sector productivo Teniente 4 Regimiento, concluyó que las vetillas que forman el *stockwork* de El Teniente, compuestas principalmente por anhidrita, cuarzo, calcopirita y turmalina, influyen en la rupturas de las probetas.
- **Brzovic y Quezada (2000)**, considerando la frecuencia de cada tipo de vetillas en cada unidad litológica definida en el yacimiento, estimaron la resistencia relativa de cada tipo de vetilla.
- **Marambio et al. (2000)** redefinió en concepto de roca intacta, concepto en el que considera a las vetillas selladas del *stockwork* como parte de la roca intacta.
- **Willoner (2000)** buscó establecer la calidad del macizo rocoso de la mina El Teniente mediante ensayos geotécnicos de carga diametral y corte directo. Con estos, estableció los primeros valores de resistencia a la tracción indirecta en vetillas selladas y resistencia al corte directo pero en vetillas abiertas.
- **Brzovic (2001)** analizó el sistema de clasificación geotécnica del macizo rocoso primario de Mina El Teniente. En el estudio abordó las propiedades de resistencia de las estructuras y propuso una escala de resistencia relativa de las vetillas sellada basada en el índice de dureza en la escala de Mohs de los minerales que constituyen el relleno de la vetilla.

- **Karzulovic (2001)**, a partir de una recopilación de la información presente en la literatura sobre las propiedades geomecánicas de estructuras abiertas y selladas en roca primaria, desarrolló la primera caracterización geomecánica de las estructuras presentes en el macizo rocoso primario de Mina el Teniente, con énfasis en sus propiedades resistentes y características de deformabilidad, obteniendo parámetros como resistencia a la tracción y al corte además de la rigidez normal y de corte de las estructuras.
- **Figueroa (2003)**, advirtiendo la importancia del relleno mineralógico de la vetilla, propuso un sistema de clasificación geotectónica de vetillas en función a la dureza relativa de este relleno.
- **Padilla (2004)** evaluó la resistencia a la tracción de las vetillas que componen *stockwork* mediante ensayos geotécnicos de carga diametral, además determinó las características geológicas que definen la resistencia a la tracción de las vetillas.
- **Gavia (2005)** evaluó la resistencia al corte y a la tracción en vetillas selladas. Relacionó la resistencia ofrecida por las vetillas con sus características geológicas.
- **Karzulovic (2006)** estableció criterios para una minería en Roca Primaria con el fin de lograr una correcta caracterización y evaluación del comportamiento mecánico del Macizo Rocosó Primario de El Teniente, que permitiera su homologación con macizos primarios de otras minas. Además, explicó su proceso de desarme y la propagación del hundimiento.
- **Brzovic y Villaescusa (2007)** caracterizaron las vetillas que participan en el desarme del macizo rocoso producto de la explotación minera, obteniendo la proporción de minerales duros y el espesor mínimo que deben tener estas vetillas.
- **Brzovic y Figueroa (2009)** desarrollaron una caracterización de las vetillas que define las caras de los bloques de roca que se encuentran en los puntos de extracción de Mina El Teniente.
- **Brzovic et al. (2009)** introdujeron el concepto de estructuras blandas, que representan las vetillas por donde debería fallar el macizo rocoso masivo y competente.
- **De Los Santos (2011)**, estableció una relación entre la resistencia mecánica de las vetillas y sus características geológicas y geométricas, tales como: relleno mineralógico, hábito cristalino, alteración, espesor y rugosidad.

2. MARCO GEOLÓGICO

2.1. Geología regional

La franja cordillerana de Chile Central comprendida entre los 33°45' - 34°45' latitud sur y los 70°00'-71°00' longitud oeste, se encuentra caracterizada principalmente por potentes secuencias de rocas volcánicas estratificadas, intercaladas con secuencias estratificadas marinas y continentales, generadas a partir del Triásico Superior. Éstas se encuentran intruidas por cuerpos hipabisales y plutónicos de edad cenozoica, correspondientes a las unidades del Meso-Cenozoico del Ciclo Orogénico Andino (Klöhn, 1960). La zona de estudio se encuentra ubicada en las coordenadas geográficas 34°05' de latitud Sur y 70°21' de longitud Oeste, y se encuentra a una cota aproximada de 2300 m s.n.m. El yacimiento pertenece a la División El Teniente, CODELCO – Chile.

2.1.1. Rocas Estratificadas

Las formaciones que se definen para la franja cordillerana, dentro de las cuales se emplaza el Yacimiento El Teniente, fueron definidas por (Klöhn, 1960) y Charrier (1973 y 1981) y se mencionan a continuación de más antigua a más reciente:

- Formación Nacientes del Teno (Bajociano-Kimmeridgiano inferior): Unidad estratigráfica más antigua. Posee poca manifestación en el sector del yacimiento. Corresponde a un grupo de rocas sedimentarias clásticas, depositado durante un ciclo marino, que se distribuye discontinuamente en la porción oriental de la región (Charrier, 1973) (Figura 2.1). Según Davidson (1971) y Davidson y Vicente (1973), esta formación está constituida por dos miembros: el Miembro Santa Elena, definido por Klöhn (1960), o Miembro Superior Evaporítico (yeso y anhidrita), con una potencia de 500 a 600 m que disminuye paulatinamente hacia el este; y el Miembro Inferior detrítico y calcáreo, que corresponde al Miembro Rinconada y Estratos Inferiores del Valle Villagra y Quebrada La Zorra definido por Klöhn (1960), que presenta una potencia de 100 a 200 m. La Formación Nacientes del Teno subyace en forma concordante a la Formación Río Damas.
- Formación Río Damas (Kimmeridgiano superior-Titoniano inferior): Definida por Klöhn (1960), en el valle del río homónimo, en la VI Región. Está constituida por rocas sedimentarias clásticas intercaladas con potentes series de rocas volcánicas y esporádicos sedimentos químicos, depositados en un ambiente continental. La Formación se distribuye como una franja norte-sur en el margen oriental de la región, que representan la culminación de un ciclo regresivo, y la depositación en un ambiente continental durante el Kimmeridgiano superior y Titoniano inferior. Su mayor desarrollo se encuentra en la zona del Río Damas, donde presenta un espesor promedio de 3000 m. Sobreyace concordantemente a la Formación Nacientes del Teno y se dispone en forma concordante y gradual bajo la Formación Baños del Flaco, y limita en contacto por falla con la Formación Leñas-Espinoza (Charrier, 1973).
- Formación Leñas-Espinoza (Kimmeridgiano superior-Titoniano inferior): Definida por Klöhn (1960) y redefinida por Charrier (1981), incluye una serie transgresiva de rocas clásticas, a la que se sobreimpone una serie de estratos calcáreos fosilíferos, con una potencia de 1200 m, que se distribuyen en afloramientos orientales restringidos de 1 km de ancho como promedio, con orientación NS. Sus relaciones de contacto están dadas por un límite inferior desconocido, y hacia el techo una transición gradual a la Formación Baños del Flaco, y discordantemente por la Formación Coya-Machalí. Además, presenta localmente un contacto por falla con la Formación Río Damas, considerada como contemporánea.

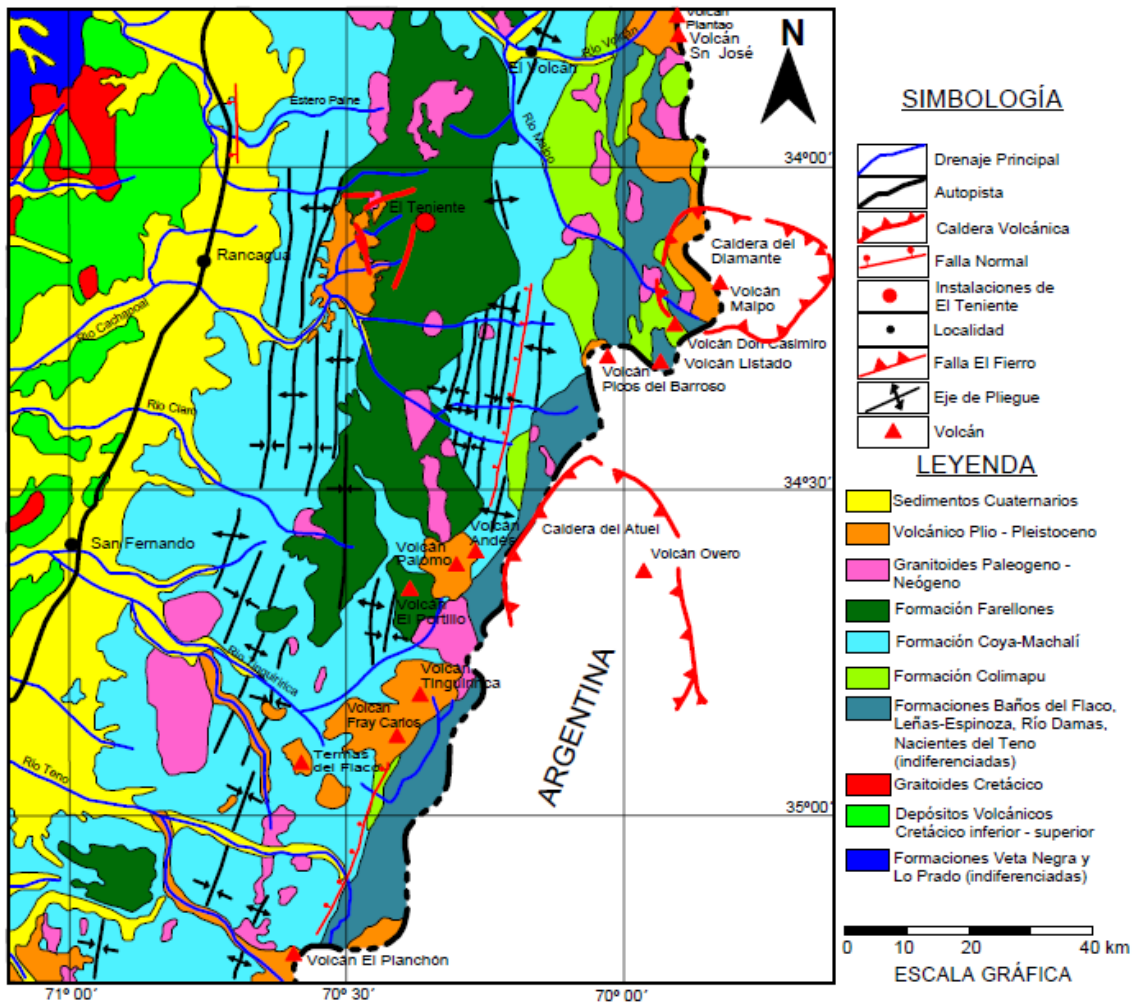


Figura 2.1: Mapa Geológico Regional de la zona de estudio (modificado de Charrier *et al.*, 1996). El área de estudio se encuentra señalada en el mapa con un círculo rojo.

- Formación Baños del Flaco (Titoniana-Neocomiana): Definida por Klöhn (1960), como una unidad compuesta por rocas sedimentarias calcáreas, principalmente marinas, localmente con intercalaciones detríticas y escasos niveles efusivos. Posteriormente, Charrier (1981), asigna a esta formación los estratos superiores de la Formación Leñas-Espinoza definida por Klöhn (1960). La edad de esta formación corresponde al segundo ciclo de trasgresión marina que se desarrolló entre el Kimmeridgiano y el Hauteriviano. Su localidad tipo se encuentra en el sector de Baños del Flaco, ubicado en el valle del Río Tinguiririca. Se reconoce en el sector oriente de la región y con un espesor promedio de 1 km. Infrayace concordantemente y con paso gradual sobre las Formaciones Río Damas y Leñas-Espinoza y yace concordantemente sobre la Formación Colimapu. En algunas áreas, su límite superior se encuentra erosionado y se presenta cubierto de manera discordante por la Formación Coya-Machalí.

- Formación Colimapu (Barremiano-Albiano): Definida por Klöhn (1960) en la quebrada del mismo nombre, corresponde a un conjunto volcano-sedimentario de origen terrestre que incluye areniscas tobíferas rojizas, lutitas tobíferas y tufitas rojas, que presentan intercalaciones con capas de conglomerados, brechas y lavas andesíticas, calizas y capas de yeso en forma discontinua. Esta formación se encuentra dividida en dos miembros: uno inferior sedimentario, compuesto de areniscas finas epiclásticas y calizas de tipo micríticas, que posee una potencia de 1500 m; y el miembro superior volcánico, compuesto de tobas lítico-cristalinas, rocas de lapilli e ignimbritas, de 1600 m de potencia (Charrier, 1981). Los depósitos de esta formación se generaron a partir del segundo ciclo sedimentario continental, asociado a una fase de alzamiento durante el Barremiano-Albiano, que culmina con una fase plegada de las unidades del Cenomaniano en la fase Sub- Hercínica (Charrier, 1973). Se dispone concordantemente sobre la Formación Baños del Flaco, e infrayace discordante a la Formación Coya-Machalí. Su espesor mínimo aproximado es de 3000 m y aflora al nor-oriente de la región. Martínez y Osorio (1963), determina su edad albiana en base al hallazgo de carófitas fósiles (Figura 2.1).
- Formación Coya-Machalí (Eoceno superior-Mioceno inferior): Klöhn (1960), la define como un conjunto de rocas volcánicas continentales, efusivas y piroclásticas de carácter ácido, con algunas intercalaciones de sedimentos lacustres. Dataciones radiométricas K-Ar en muestras de la localidad típica indican edades de 20,5-23,1 Ma (Charrier y Munizaga, 1979). Aflora en dos franjas norte-sur, una oriental y otra occidental, separadas por afloramientos de la Formación Farellones (Charrier *et al.*, 1994) (Figura 2.1). Mientras que la franja occidental consiste en una secuencia estratificada de rocas continentales, principalmente volcánicas, lavas afáníticas, porfídicas y microfaneríticas; la franja oriental corresponde a rocas piroclásticas, con importantes intercalaciones de sedimentitas finas (Charrier *et al.*, 1994 y Charrier y Munizaga, 1979). La franja occidental posee un espesor de más de 1900 m y la oriental unos 1.300 m de potencia. Debido a la orogénesis y erosión a la que se vio afectada después de su depositación, se superpone discordantemente sobre las Formaciones Baños del Flaco, Leñas-Espinoza, Río Damas y Nacientes del Teno e infrayace en discordancia angular a la Formación Farellones
- Formación Farellones (Mioceno superior): Definida por Klöhn (1960), está compuesta por una potente unidad de sedimentitas clásticas terrígenas, lavas andesíticas, riolíticas y basálticas, y rocas piroclásticas que alternan con sedimentos derivados de la descomposición de las rocas efusivas, y depósitos lagunares, que consisten en areniscas, lutitas, tufita y delgadas capas de caliza, con un espesor mayor a 2400 m. Se disponen suavemente plegada a subhorizontal (Charrier, 1983), en discordancia angular, sobre la Formación Coya-Machalí, y está localmente cubierta por la Formación Colorado-La Parva (Thiele, 1980). Se reconoce en afloramientos en una franja de unos 24 km de ancho de orientación norte-sur, que separa a las dos franjas de la Formación Coya-Machalí. La Formación Farellones es importante en la región, ya que aloja al depósito de El Teniente. Dataciones radiométricas de K-Ar, ubican a esta formación entre el Mioceno medio y superior (Charrier, 1983).

- Formación Colón-Coya (Plioceno-Pleistoceno): Reconocida por primera vez por Enrione (1972) y definida como formación por Gómez (2001), corresponde a un conjunto de lahares de granulometría heterogénea, insertos en una matriz arcillo-cinerítica, con intercalaciones locales de niveles de ceniza, coladas andesíticas de poca potencia y gravas fluviales. El espesor de los depósitos varía entre algunos cm y 150 m. Sobreyace en disconformidad a las Formaciones Coya-Machalí y Farellones, cubriendo un área de aproximadamente 160 km² y rellenando la paleotopografía del valle. Su techo es la actual superficie de erosión. Las edades radiométricas K-Ar obtenidas por Charrier y Munizaga (1979), concuerdan con los resultados de Cuadra (1986), situando a esta formación en el Plioceno-Pleistoceno (2.3-1.3 Ma) (Figura 2.1).
- Depósitos no consolidados (Plioceno-Pleistoceno): Corresponden a depósitos aluviales (fluviales, lacustres y glaciofluviales), glaciales, de escombros y derrumbes (Charrier, 1983). Estos depósitos se encuentran rellenando los principales sistemas de drenaje de la región, tales como los valles de los ríos Cachapoal, Maipo, Teno y Blanco.

2.1.2. Rocas Intrusivas

Se reconoce la existencia de al menos cinco franjas de intrusivos agrupados en complejos ígneos intrusivos del Paleógeno-Neógeno (Oligoceno superior al Mioceno superior), con edades que varían entre los 34.3 y 5.59 Ma (Falcón y Rivera, 1998).

Estas franjas están constituidas por cuerpos intrusivos de carácter plutónico e hipabisal correspondientes principalmente a granodioritas, pórfidos dioríticos andesíticos, monzonitas, monzodioritas y pórfidos dacíticos, de composición, textura y dimensiones variadas, que afloran en la región donde se emplaza el yacimiento, con una alineación norte-sur e intruyendo a las formaciones del Mioceno, principalmente a las de Coya-Machalí y Farellones (Figura 2.1). Cuerpos menores reconocidos en la región, corresponden principalmente a stocks, apófisis, diques y filones que constan de rocas fanocristalinas y subordinadamente afaníticas y brechas, entre las que se han reconocido granitos, granodioritas, tonalitas, monzonitas cuarcíferas y dioritas cuarcíferas (Charrier, 1981).

2.1.3. Estructuras

Los rasgos geológicos de Chile Central, entre los 33°S y 39°S, estarían en parte controlados por estructuras regionales NW a NNW, ocasionadas durante los eventos tecto-magmáticos del Paleozoico-Mesozoico (Godoy y Lara, 1994). Estas estructuras delimitarían los segmentos tectónicos que se disponen oblicuamente a la cadena Andina actual, habiendo sufrido numerosas reactivaciones durante el Mesozoico-Cenozoico (Rivera y Cembrano, 2000), cuyos movimientos laterales explicarían la distribución de franjas de centros volcánicos e intrusivos del Mioceno en la región (Falcón y Rivera, 1998).

A nivel regional, los eventos tectónicos habrían sido controlados por una zona de transcurrancia sinistral N50°W, generando fracturas sintéticas sinestrales (tipo R) de orientación N60°W y antitéticas dextrales (tipo R') de orientación N50°E (Falcón y Rivera, 1998) (Figura 2.2).

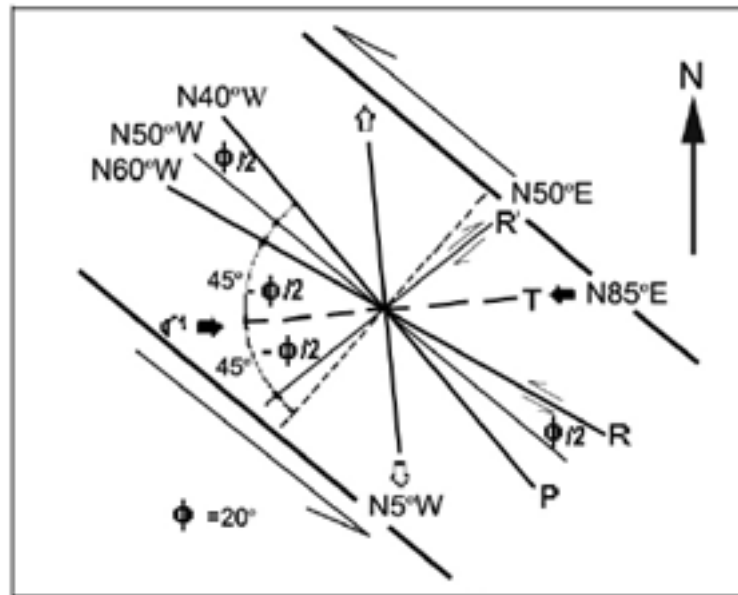


Figura 2.2: Modelo de estructuras tipo Riedel para una zona de transcurrancia sinistral de rumbo N50°W, que coincide con la zona de falla Río Blanco-Codegua. Modificado de Falcón y Rivera (1998).

Dentro de los rasgos estructurales de carácter regional se pueden mencionar:

- Pliegues: Son descritos anticlinales y sinclinales por Klöhn (1960), y Charrier *et al.* (1994). Presentan un suave buzamiento hacia el sur, cuyos ejes de rumbo general nortesur muestran inflexiones en el rumbo desde N 30° W a N 30° E. Estas estructuras presentan continuidad longitudinal solamente entre los segmentos acotados por sistema de fallas N 30° W (Rivera y Falcón, 2000) (Figura 2.1).
- Fallas: Los sistemas de falla consisten en siete zonas de falla orientadas generalmente N 30° W, que se reconocen tanto en la Cordillera de la Costa como en la de los Andes. En la Depresión Intermedia, el relleno sedimentario moderno tiende a obliterar la traza de esas estructuras. En torno al Yacimiento El Teniente, destacan las zonas de falla Piuquencillo al norte, El Azufre al centro y Juanita al sur (Rivera y Cembrano, 2000), que truncan a los ejes de plegamiento de la Formación Farellones. También pueden mencionarse las fallas descritas por Charrier (1981), quien identifica fallas inversas en la franja oriental de la Formación Coya-Machalí, las que se verían favorecidas por la presencia de intercalaciones de roca incompetente, y la presencia de fallas normales con desplazamientos verticales, asociadas a la tectónica de bloques Plio-Cuaternaria resultante del alzamiento andino.

2.1.4. Marco Geotectónico

El Yacimiento El Teniente se ubica al este de la intersección de la dorsal y la fosa chilena, en el límite entre la Zona Volcánica Sur (ZVS) y el segmento tectónico andino de bajo ángulo *flat slab* (Figura 2.3), segmento que se caracteriza por la ausencia de actividad volcánica moderna (Kurtz *et al.*, 1997).

Dentro de la evolución de los Andes, se destacan dos grandes ciclos orogénicos, el ciclo pre-Andino (fin del Paleozoico, 230 Ma) y el ciclo Andino (Meso-Cenozoico). El ciclo Andino se divide en cinco intervalos principales, que representan condiciones tectónicas y paleogeográficas diferentes (Charrier *et al.*, 1996):

- **Triásico Superior-Jurásico Inferior:** (205 a 180 Ma) período en que se desarrolla un sistema de grábenes de orientación NNW.
- **Jurásico Inferior-Jurásico Superior:** (180 a 135 Ma) período en que se desarrolla el arco volcánico en lo que es la actual Cordillera de la Costa, parte de la Cordillera Principal y una cuenca de tras- arco al este de ella.
- **Jurásico Superior-Cretácico Inferior:** (135 a 95 Ma) período de desarrollo de una cuenca de intra-arco en la actual Cordillera de la Costa y parte occidental de la Cordillera Principal y formación de una cuenca de tras-arco al este de ella.
- **Cretácico Superior-Terciario Inferior:** (95 a 24 Ma) período de desarrollo de depósitos sedimentarios continentales y marinos, seguidos de un episodio de fuerte erosión.



Figura 2.3: Ubicación del segmento Zona Volcánica Central (ZVC), Zona de *flat slab* y la porción norte de la Zona Volcánica Sur (ZVS). Los triángulos representan el volcanismo cuaternario y los círculos, los cinco yacimientos de pórfidos de cobre denominados como "gigantes" del Mio-Plioceno, ubicados en el extremo norte de la ZVS y otros pórfidos más antiguos, ubicados en el extremo sur de la ZVC. Líneas segmentadas indican la actual profundidad de la zona de Benioff (modificado de Stern y Skewes, 1994 y 1995).

- **Neógeno-Presente:** (a partir de los 24 Ma) período con desarrollo de dominios volcánicos y plutónicos en condiciones paleogeográficas muy diferentes entre sí. Durante el Mioceno inferior, la corteza continental bajo la región era delgada, con un espesor inferior a los 45 km y se encontraba sobre una zona de subducción relativamente inclinada, mayor a los 25° . A partir del Mioceno medio – Plioceno temprano, decrece el ángulo de subducción causando deformación, engrosamiento y alzamiento de la corteza continental donde al norte de los 33°S el descenso de ángulo es rápido y al sur de los 33°S es lento y menos extendido (Figura 2.4) (Stern y Skewes, 1994 y 1995).

Tres de los más grandes e importantes yacimientos de tipo pórfido cuprífero de Chile, El Teniente, Río Blanco-Los Bronces y Los Pelambres, se encuentran ubicados en la zona central del país, en el límite del segmento de *flat slab* y la Zona Volcánica Sur. La génesis de estos depósitos, se relacionaría al engrosamiento cortical y solevantamiento asociado a la progresiva disminución del ángulo de subducción de la Placa de Nazca, entre el Mioceno y el Reciente (Figura 2.4). Así, el rápido alzamiento y la exhumación de los sistemas plutónicos emplazados en profundidad, generan la exsolución de fluidos magmáticos ricos en cobre, los que serían responsables de la mineralización del tipo pórfido cuprífero en la región (Skewes y Stern, 1995).

Actualmente, el Yacimiento El Teniente, se ubica a 260 km de la fosa chilena y aproximadamente a 90 km sobre la zona sísmica, y el frente magmático se ubica en los Andes altos, donde el drenaje se divide entre Chile y Argentina

2.2.Geología distrital

En la geología distrital del Yacimiento El Teniente, las rocas más antiguas corresponden a las asignadas a la Formación Coya-Machalí (Oligoceno-Mioceno), sobre las cuales se disponen extensas secuencias de rocas volcánicas, volcano-sedimentarias y piroclásticas asignadas a la Formación Farellones (Mioceno), las cuales se encuentran intruídas por diferentes cuerpos plutónicos y brechas hidrotermales (Cuadra, 1986) (Figura 2.4). La roca predominante en el área del yacimiento, y la que lo aloja, corresponde a la Formación Farellones.

2.2.1. Secuencias estratificadas

2.2.1.1. Formación Farellones

Las rocas estratificadas, en el área del distrito del Yacimiento El Teniente, pertenecen casi exclusivamente a la Formación Farellones. De edad Mioceno superior (Charrier y Munizaga, 1979) (Figura 2.5), Howell y Molloy (1960) subdividieron a ésta en tres miembros, los cuales están separados entre sí por discordancias angulares de carácter local.

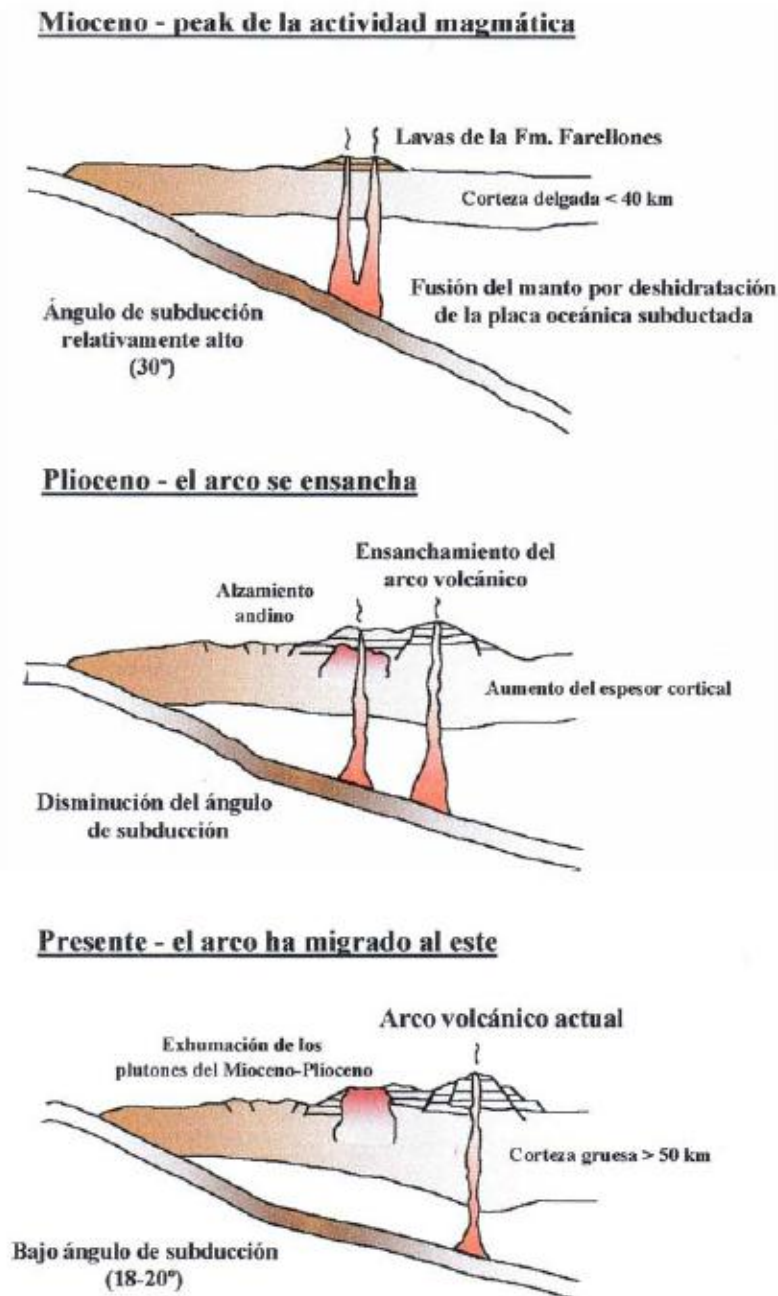


Figura 2.4: Perfiles transversales de la evolución magmato-tectónica de los Andes Centrales a los 34°S, entre el Mioceno y el Presente. Modificado de Stern y Skewes (1995).

- Miembro Inferior: Esta formación aflora en las laderas de las quebradas Coya y Teniente, al noreste de Sewell (Ojeda *et al.*, 1980). Principalmente compuesta por flujos de carácter volcánico andesítico muy macizos, de color gris oscuro y textura porfídica, con intercalaciones de capas brechosas fluidales, estratos andesíticos vesiculares y amigdaloidales, que se encuentran intruídos por un stock diorítico, un pórfido dacítico, diques de latita y por lamprófidos. Su potencia es de aproximadamente 2200 m. Su límite

inferior no ha sido reconocido en la zona y el límite superior subyace en discordancia angular al Miembro Medio.

- **Miembro Medio:** Sus afloramientos se reconocen hacia la cabecera del Río Teniente, compuesto de una alternancia de capas volcánicas andesíticas epidotizadas de color verde e intercalaciones de sedimentos lacustres de color pardo-rojizas. Aflora hacia la cabecera del Río Teniente, con un espesor aproximado de 800 m. Limita hacia la base y el techo con los miembros Inferior y Superior, a través de dos discordancias angulares intraformacionales. El rumbo de los estratos es variable y su manteo rara vez excede los 30°.
- **Miembro Superior:** Se reconoce en la ladera oeste de la Quebrada Coya y sobreyace discordantemente al Miembro Medio, aunque también se apoya directamente sobre el Miembro Inferior. Está conformado por una secuencia de 800 m de lavas andesíticas y basálticas, interestratificadas con capas de rocas piroclásticas y aglomerados volcánicos con una potencia de 800 m y con manteos que fluctúan entre los 8° y 12° al sur.

2.2.1.2. Depósitos Laháricos

Corresponde a una unidad compuesta por depósitos inconsolidados a semiconsolidados, con espesores que van desde pocos centímetros hasta 150 m, caracterizados por fragmentos de distinta granulometría en una matriz arcilocinerítica, de colores pardo-rojizo a amarillento. Dataciones radiométricas K-Ar, arrojan edades entre 2.3-1.3 Ma (Cuadra, 1986), correspondientes al Plioceno-Pleistoceno. Estos depósitos se encuentran en la zona NW y SW, cercanos al yacimiento.

2.2.1.3. Depósitos recientes

Es la unidad de mayor extensión después de la Formación Farellones. Los sedimentos cuaternarios no consolidados corresponden a materiales fluvio-glaciares, escombros de falda y deslizamientos de roca y suelo, que se disponen en los fondos de valle y laderas de quebradas (Ojeda *et al.*, 1980) (Figura 2.5).

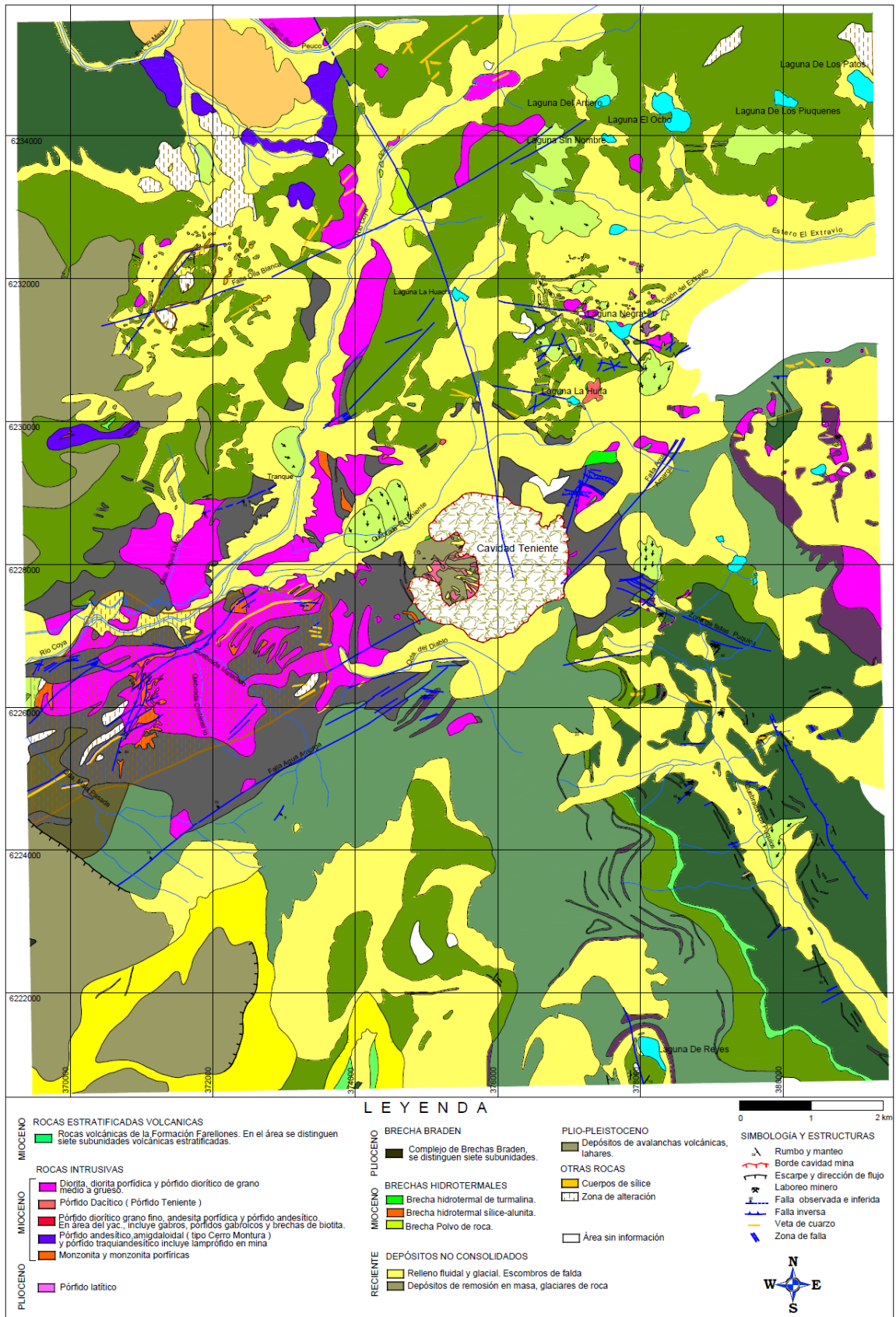


Figura 2.5: Mapa geológico Distrito Teniente. Modificado de Floody y Huete (1998).

2.2.2. Rocas Intrusivas

Las rocas intrusivas que afloran en los alrededores de Sewell, corresponden a stocks, diques y chimeneas de brechas que se encuentran intruyendo a la Formación Farellones (Figura 2.5). En el distrito, se han identificado tres grupos de plutones neógenos, los cuales fueron divididos por edad de emplazamiento (Kurtz *et al.*, 1997).

El más antiguo y más occidental, incluye al Plutón La Obra del Mioceno inferior (16.6 ± 0.5 Ma) de composición granodiorítica. Éste intruye y se ubica en el margen oeste de la Formación Coya-Machalí. El segundo grupo, ubicado más al este, lo constituye el Complejo Plutónico El Teniente, que agrupa a plutones granodioríticos, los cuales pueden ser divididos en dos familias de plutones con edades que fluctúan entre los 11 a 12 Ma y entre los 8 a 9 Ma. El tercer grupo de composición granodiorítica, denominado Complejo Plutónico Joven, ubicado al este del segundo grupo, engloba a plutones con edades que varían entre los 6.6 a 5.6 Ma.

La Formación Farellones, se encuentra intruída en su mayor parte por pórfidos andesíticos de textura porfídica, media a gruesa. Los cuerpos pueden variar en volumen, constituyendo stocks y pequeños cuerpos hasta sills de menor tamaño (Cuadra, 1986 y Gómez, 2001). Entre estos, se destaca la unidad andesíticodacítico de Cerro Montura (Figura 2.5), cuya edad determinada por el método K-Ar en roca total, arrojó un valor de 8.2 ± 9.0 Ma (Cuadra, 1986).

2.2.3. Estructuras

Las estructuras que se distinguen en el área corresponden a pliegues y fallas, las cuales afectan a las Formaciones Coya-Machalí y Farellones (Gómez, 2001). La Formación Coya-Machalí, se encuentra fuertemente plegada según anticlinales y sinclinales de rumbo NNW a NNE con inclinaciones más pronunciadas hacia el oeste, las cuales varían entre los 35° y 75° . La Formación Farellones en cambio, presenta pliegues suaves con ejes de rumbo NNW a NS e inclinaciones de los flancos que no sobrepasan los 30° .

Mayne-Nicholls *et al.* (1996), reconocen un juego de fallas maestras de rumbo NE subverticales y a nivel distrital, se reconoce el predominio estructural de fallas con tendencia NE (Figura 2.6) y de centros volcánicos alineados (Falcón y Rivera, 1998). La Formación Farellones se encuentra afectada por fallas normales de rumbo NNW a NS, las que se interpretan como producto de la reactivación de fallas inversas paralelas al plegamiento. Esto habría generado la cuenca volcánica tectónica El Teniente, según Falcón y Rivera (1998). Dichos autores proponen que el ciclo de actividad del Complejo Volcánico Teniente se habría iniciado a mediados del Mioceno, con la apertura de esta cuenca. El límite septentrional de ésta corresponde a la zona de falla Piuquencillo, y su límite meridional correspondería a la zona de falla Topocalma-San Fernando. Rivera y Falcón (1998), indican que la edad de la cuenca corresponde a un rango entre 12 a 9 Ma. La apertura de la subcuenca se verificó a partir de los 11 Ma, acompañada de un volcanismo

basáltico sinextensional que significó una profunda modificación de los patrones geoquímicos de los flujos de lavas que comenzaban a evacuarse.

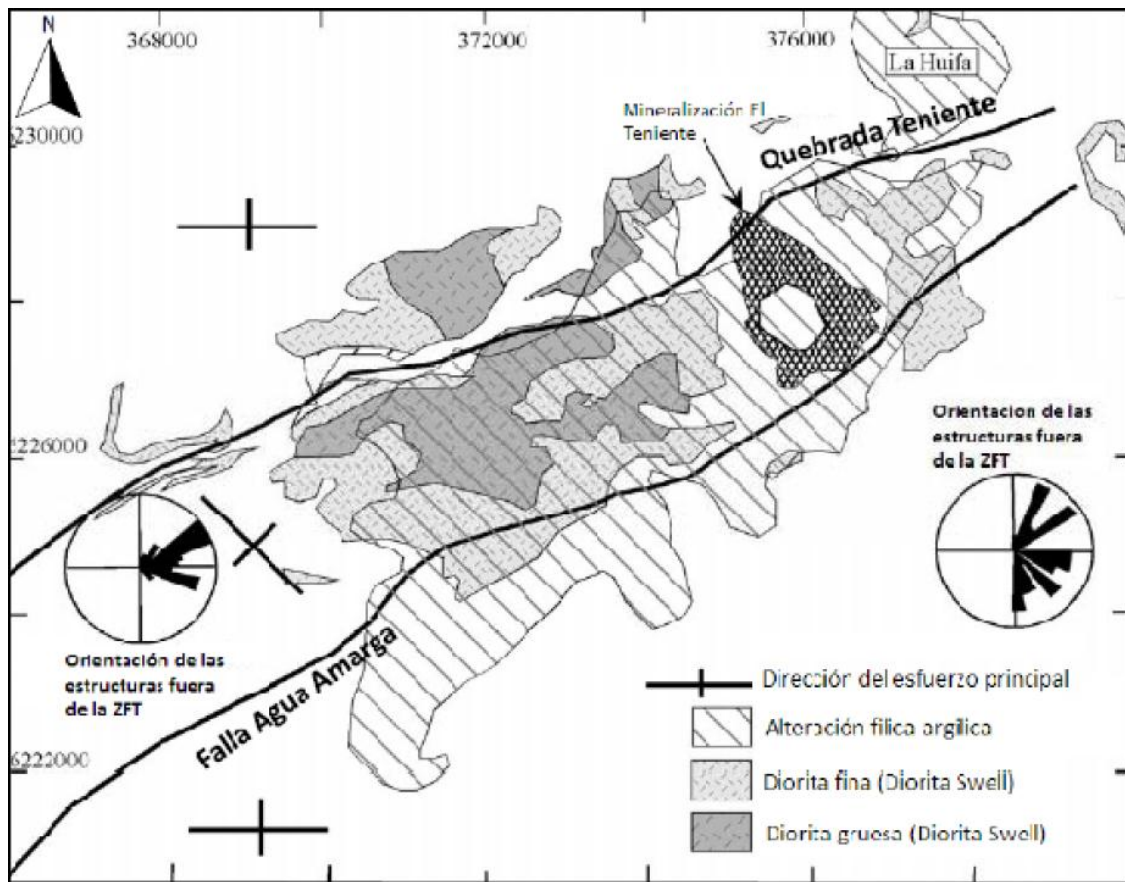


Figura 2.6: Zona de Falla Teniente (ZFT). Limita al norte con la quebrada Teniente, al sur por la falla Agua Amarga, al este con una zona de rocas sin deformación y se desconoce su límite oeste (Valenzuela, 2002).

El Yacimiento El Teniente, se encuentra emplazado en una compleja zona de cizalle de características distritales de dirección aproximada $N60^{\circ}E$, denominada Zona de Falla Teniente (ZFT, Garrido *et al.*, 1994; Garrido, 1995). Esta zona de falla limita al NW con la Quebrada Teniente y al SE con la falla Agua Amarga (Figura 2.6). La zona se relaciona con la principal zona de alteración hidrotermal, la cual tiene forma ovalada y de eje mayor en sentido $N60^{\circ}E$, coincidente con la dirección de las fallas dextrales tipo R' de la zona de transcurrencia sinistral $N50^{\circ}W$ (Falcón y Rivera, 1998; Figura 2.2). La Chimenea de Brechas Braden, ha sido reconocida como la estructura más notable de la zona (Lindgren, 1917; Bastin, 1917; Lindgren y Bastin, 1922; Howell y Molloy, 1960), emplazada en rocas de la Formación Farellones.

2.3. Geología de Yacimiento El Teniente

El Teniente es un yacimiento hipógeno de cobre y molibdeno, y según Sillitoe y Perelló, (2005), posee la mayor concentración de Cu vista en solo un depósito, en la corteza terrestre. Es el resultado de sucesivos eventos de deformación, intrusión, mineralización y alteración superpuestos, ocurridos en un lapso de al menos 5.3 Ma, donde los recursos se generaron en un período de 1.2 Ma (Canell *et al.*, 2005).

El Teniente es uno de los yacimientos más importantes del país y se incluye tradicionalmente dentro de los yacimientos del tipo pórfido cuprífero. Maksaev *et al.*, (2004) proponen que se origina por la sucesiva intrusión de cuerpos félsicos, seguida por episodios de mineralización, genéticamente relacionados, cada uno asociado con alteración hidrotermal. Por otra parte, Skewes *et al.* (2002) sugieren que se trataría de un depósito de megabrecha, generado por la exsolución de fluidos magmáticos de plutones en enfriamiento. La formación de vetas tardías, en asociación con el emplazamiento de brechas más jóvenes e intrusiones de pórfidos félsicos, generan una alteración sericítica que en algunos casos contribuye con Cu y en otros elimina o redistribuye la mineralización preexistente. La mineralización es del tipo *stockwork* (Cuadra, 1986), formando un cuerpo mineralizado de forma elíptica en planta. En su parte central se encuentra la megaestructura denominada Brecha Braden, con forma de cono invertido (Cuadra, 1986) y en donde se ubican las instalaciones principales del yacimiento.

Los minerales de mena más importantes del yacimiento, en la zona primaria, corresponden a la asociación calcopirita-bornita-pirita. En la zona de enriquecimiento secundario, el mineral característico es la calcosina y en forma subordinada covelina, cobre nativo y cuprita. La mineralización de cobre y molibdeno ocurre principalmente en vetillas (70%), resultantes del relleno y sellado de grietas causadas por los procesos de deformación alojadas principalmente en rocas subvolcánicas de composición máfica, y el 30% restante se concentra en el cemento de diversas brechas magmático-hidrotermales de biotita, anhidrita, cuarzo y turmalina, y en menor proporción, diseminada en la matriz de los cuerpos intrusivos félsicos (Cuadra, 1986).

En la mina se reconoce tres sistemas estructurales preferenciales: NS, NNW y NE, con continuidad distrital, evidenciados por la traza de los contactos entre unidades de roca diferentes, por fallas y zonas de cizalle y, por la distribución y geometría de las vetas y vetillas.

2.3.1. Litología

2.3.1.1. Complejo Máfico El Teniente (ex Andesitas de la Mina)

El Complejo Máfico El Teniente (CMET), corresponde a rocas oscuras, de edad Mioceno Superior, que intruyen a la Formación Farellones (Munizaga *et al.*, 2002; Charrier *et al.*, 2002). El CMET constituye la roca caja en la cual se hospeda más del 80% de la mineralización de

cobre presente en el depósito (Figura 2.7). A gran escala, conforma un lacolito que intruye a la Formación Farellones (Skewes, 2000; Skewes y Arévalo, 2000, Skewes y Arévalo, 1997; Munizaga *et al.*, 2002). Está constituido por gabros, diabasas, basaltos, pórfidos basálticos y andesitas basálticas (Morel y Spröhnle, 1992; Skewes y Arévalo, 1997; Skewes *et al.*, 2002), y posee una extensión vertical de más de 2 km de alto, 2.4 km de ancho y 1.2 km de largo (Burgos, 2002).

La petrografía original de estas rocas, ha sido obliterada ya que se encuentran fuertemente alteradas, brechizadas y mineralizadas. En el interior del yacimiento las características primarias de estas rocas quedan enmascaradas por un intenso *stockwork* y por la alteración hidrotermal principalmente potásica, siendo la biotita el mineral predominante en esta fase y responsable del color negro que las caracterizan (Villalobos, 1975).

Estudios realizados por Burgos (2002), confirman que parte de este complejo corresponde a una diabasa de textura porfídica con variaciones en el tamaño de los fenocristales de plagioclasa. Las texturas de grano fino corresponderían a los márgenes del intrusivo y las de grano grueso a centro de éste. En general, se encuentra constituido por plagioclasa, relictos de piroxeno y presenta una fuerte alteración biotítica (Burgos, 2002).

La alteración, mineralización de cobre-molibdeno y brechización del complejo, obliteran macroscópicamente las características texturales originales de las rocas. Los minerales de alteración principales son: biotita, anhidrita, cuarzo, clorita, sericita, actinolita, y turmalina (Skewes, 2002).

Las diabasas y diques basálticos, que conforman (CMET), habrían sido emplazadas durante el Mioceno. En este período, una cuenca volcánico-tectónica fue generada en el Arco Andino por la extensión a partir de un sistema de fallas de orientación NNW, cerrándose en el Mioceno Tardío (Godoy, 1993; Falcón y Rivera, 1998).

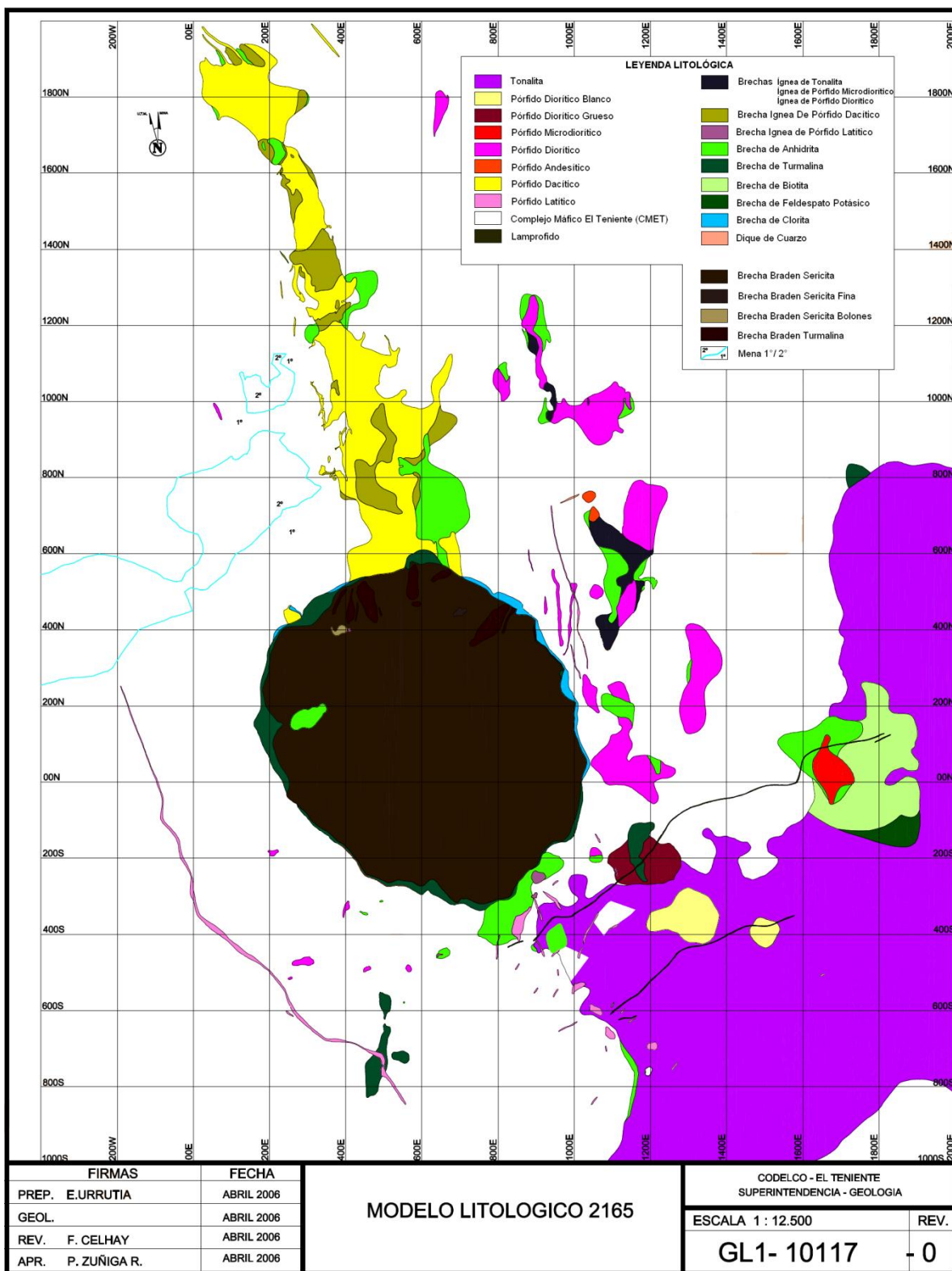


Figura 2.7: Mapa Geológico con las principales unidades litológicas del Yacimiento El Teniente (modificado de plano GL1-10117-0).

2.3.1.2. Complejo Félsico

Define a un conjunto de intrusivos subverticales de edad Mioceno a Plioceno con forma de stocks, apófisis relativamente tabulares y diques. Con afinidad calcoalcalina y contenidos mayores al 56% de SiO₂ (Rabbia *et al.*, 2000). Según “Estándares y Metodologías de Trabajo para Geología de Minas Actualización Año 2003” (referencia interna SGL-I-123/03), se les conoce como:

- **Pórfido Dacítico:** Antiguamente denominado Pórfido Teniente, Dacita Porfídica o Dacita (Cuadra, 1986; Rojas, 2002; Skewes *et al.*, 2002). Corresponde a un cuerpo intrusivo tabular, subvertical y de orientación general norte-sur, que se ubica en la parte norte del yacimiento (Figura 2.7). Intruye al Complejo Máfico El Teniente, presentando contactos nítidos e irregulares, brechosos o bien transicionales. Hacia el sur, el cuerpo se encuentra truncado por la Chimenea Braden, en cuyo contacto se desarrolla una brecha con fragmentos del pórfido y matriz de turmalina. El Pórfido Dacítico es de color gris claro a blanco y se distinguen dos variedades texturales: la porfídica idiomorfa y la porfídica hipidiomorfa (Ossandón, 1974; Rojas, 2002), con fenocristales de oligoclasa, biotita y cuarzo (Cuadra, 1986). Edades U/Pb en circón, indican que la cristalización del intrusivo ocurrió hace 5.28 ± 0.10 Ma (Maksaev *et al.*, 2004).
- **Tonalita:** También conocida como Diorita Sewell (Skewes *et al.*, 2002), se presenta en el sector SE del yacimiento (Figura 2.7) como un gran cuerpo intrusivo que se encuentra intruyendo al Complejo Máfico El Teniente. Corresponde a un stock de 200 m² ubicado en el sector SE de la pipa Braden y presenta un núcleo fanerítico que grada a porfídico hacia el exterior del intrusivo (Faunes, 1981). Dataciones ⁴⁰Ar/³⁹Ar en biotita, indican una edad de 5.47 ± 0.12 Ma a 5.63 ± 0.12 Ma (Maksaev *et al.*, 2004).

Los “Pórfido Diorítico Blanco” y “Pórfido Diorítico Grueso”, se ubican en el sector sur de la mina y corresponden a facies de alteración cuarzo-sericítica de la Tonalita. Muestran una textura porfídica que varía de grano medio a grueso característico.

- **Pórfido Diorítico:** Se manifiesta como una serie de stocks y diques menores, alineados en una dirección N30°W en la parte norte y central del yacimiento. Estos últimos, antiguamente denominados Diorita Central (Figura 2.7), poseen una gran extensión en la vertical. Dataciones radiométricas U/Pb en circón, indican una edad de cristalización del intrusivo de 6.11 ± 0.13 Ma a 6.28 ± 0.16 Ma (Maksaev *et al.*, 2004).
- **Pórfido Microdiorítico:** Corresponde a una diorita de grano fino, con abundantes xenolitos de “andesita” y cúmulos de biotita (Arredondo, 1994). Antiguamente conocido como Pórfido “A” (Spröhnle, 1990). Posee contactos con la Tonalita y con el Complejo Máfico El Teniente (Figura 2.7), y genera un volumen importante de brechas ígneas e

hidrotermales que muestran altas leyes de cobre. Edades U/Pb en circón, indican que la cristalización de este cuerpo ocurrió hace 6.46 ± 0.11 Ma (Maksaev *et al.*, 2004).

2.3.1.3. Complejo Brecha Braden

El complejo consiste en una chimenea volcánica, o “pipa”, con forma de cono invertido, con su flanco oriental subvertical mientras que el resto posee una inclinación entre 60° y 70° hacia el centro del cuerpo (Cuadra, 1986). Su máximo diámetro, medido en superficie, es de 1200 m y una extensión en profundidad reconocida de más de 2150 m, desde la superficie (3140 m s.n.m.). La porción central de esta megaestructura está conformada por un conjunto de brechas, agrupadas bajo el nombre de Brecha Braden. La edad para la Chimenea se estima cercana a la fase tardimagmática del yacimiento (4.7 a 4.5 Ma) (Cuadra, 1986).

Dentro del complejo de brechas se encuentran dos grandes unidades geológicas: Unidad Brecha Braden y Unidad Brecha Marginal.

La Brecha Braden está ubicada en el centro de este complejo de brechas. Está formada por fragmentos redondeados a subangulosos de mala selección de composición principalmente andesítica, diorítica, dacítica y latítica de tamaños variables. En general, tiene una baja ley mineral, pero presenta una mineralización y alteración hipógena propia, en una matriz de polvo de roca y un cemento de sericita con cantidades menores de turmalina, calcita y sulfuros, principalmente piritita. Por otra parte, la Brecha Marginal rodea a la primera en casi toda su periferia; el contacto con la unidad brecha Braden es gradacional, la cual se reconoce por la variación en porcentaje de turmalina (Ojeda *et al.*, 1980). Tiene forma de anillo, con un espesor promedio de 50 a 60 m, disminuyendo en profundidad, hasta unos 5-10 m (Cuadra, 1986). Está constituida por un conjunto de brechas, cuya principal característica es tener un cemento-matriz compuesto por turmalina y cuarzo, con sulfuros, sulfosales, anhidrita, yeso y carbonatos subordinados. Presenta fragmentos angulosos a subangulosos de variada litología, con grados variables de alteración cuarzo-sericita-clorita, con cantidades menores de anhidrita, yeso, sulfuros y sulfosales de la serie tenantita-tetraedrita. La edad aproximada corresponde a 4.7 ± 0.2 Ma (Cuadra, 1986).

2.3.1.4. Cuerpos de Brechas

Las brechas en El Teniente son clasificadas de acuerdo a los minerales que componen su matriz. De esta manera, Arredondo (1994) reconoció varios cuerpos de brecha:

- Brechas de anhidrita: Se ubican en el sector NE y SE del yacimiento. Los fragmentos son polimícticos de rocas máficas y félsicas alteradas. El cemento es principalmente de anhidrita con menores cantidades de cuarzo, calcopiritita, piritita y molibdenita. La

formación de estos cuerpos sería sincrónica con la etapa de alteración y mineralización tardimagmática.

- Brechas de turmalina: Corresponde a una brecha polimíctica, donde el componente más abundante en el cemento es la turmalina, acompañada de anhidrita, cuarzo, calcopirita, bornita y pirita. Los fragmentos corresponden a rocas máficas y félsicas alteradas. Los cuerpos de brecha de turmalina, se concentran preferentemente en el sector norte de la Chimenea de Brechas Braden.

La brechización con cemento de turmalina y anhidrita se habría producido entre las etapas de alteración y mineralización tardimagmática e hidrotermal principal y la adición de turmalina se asociaría a la etapa hidrotermal principal. Las brechas de turmalina y cuarzo, engloban solo fragmentos de rocas máficas, cuya formación se relaciona con la etapa de alteración y mineralización tardía.

- Brechas de biotita: El cemento es de biotita y en forma subordinada está compuesto por plagioclasa ± cuarzo ± bornita-calcopirita ± anhidrita ± yeso y también polvo de roca. Los fragmentos de las rocas intrusivas máficas o félsicas están fuertemente biotitizados y los minerales máficos han sido reemplazados totalmente por biotita. La biotitización está asociada con la infiltración de numerosas vetillas de biotita (Skewes, 1999 y Skewes, 2000).
- Brechas Ígneas: Se ubican preferentemente en los contactos entre el CMET y los pórfidos del Complejo Félsico que lo intruyen, desarrollándose potencias desde centímetros hasta decenas de metros. Si en la matriz es dominante la biotita, son llamadas brechas ígneas andesíticas, en cambio si la matriz es de color más claro, porque contiene menos biotita y más anhidrita, feldespato y cuarzo, entonces son llamadas brechas ígneas dacíticas o dioríticos en función del contenido de cuarzo y feldespato.

2.3.1.5. Intrusivos Menores

Corresponden a los últimos eventos intrusivos identificados en el yacimiento. Volumétricamente menos importantes, constituyen cuerpos de ocurrencia restringida y de carácter parcialmente estéril.

- Pórfido Latítico: Definido por Howell y Molloy (1960) como latita porfídica, se presenta con formas de diques anulares de poca potencia, en sectores aledaños a la Chimenea de Brecha Braden (Figura 2.7). Se reconoce como cuerpos irregulares, discontinuos y autobrechizados. La roca posee una textura porfídica, con un 40% de fenocristales de feldespato y biotita. La edad K/Ar es de 4.96 ± 0.25 Ma, lo que indica un emplazamiento anterior a la Formación de la Brecha Braden (Riveros, 1991). En el sector sur del

depósito, Riveros (1991) reconoce diques de latita, que presentan una textura doblemente porfídica, con fenocristales de plagioclasa, biotita y cuarzo en una masa fundamental afanítica.

- Diques de Lamprófidio: Son cuerpos tabulares que se sitúan al sur de la Chimenea de Brechas Braden (Figura 2.7), con una potencia variable de 1 a 2 m con orientación general NE, y una corrida muy continua en el rumbo y manteo subvertical. La roca de color gris verdoso, presenta una textura porfídica fina compuesta por fenocristales aciculares de hornblenda, en una masa fundamental microcristalina traquítica compuesta por microlitos de augita y labradorita. Atraviesan a las rocas máficas, diorita Sewell y a la Chimenea de Brechas Braden. Los contactos son tajantes y bien definidos. Los lamprófidios representan las últimas etapas de la actividad ígnea en la zona. Presenta una edad $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ en hornblenda de 3.85 ± 0.18 Ma (Maksaev *et al.*, 2004) y corresponde a una estructura posterior a los otros intrusivos, debido a la ausencia de mineralización. Químicamente el lamprófidio corresponde a una andesita con 56.3 a 61% en peso de SiO_2 y 1.6 a 2% de K_2O (Skewes, 2000).
- Dique de andesita: Atraviesa a la Diorita Sewell en el sector sur de ésta. La roca es de color gris negro y presenta textura porfídica. El cuerpo es de forma tabular de 0.52 a 1.0 m de potencia, con rumbo $\text{N}60^\circ\text{E}$ y corrida de 500 m.

2.3.2. Geología estructural del Yacimiento

El Teniente se encuentra emplazado en una zona de cizalle llamada Zona de Falla El Teniente (ZFT). Según Garrido (1992), el yacimiento se encuentra en una zona caracterizada por la presencia de dos sistemas de fallas conjugados de orientación $\text{N}60^\circ\text{E}$ y $\text{N}50^\circ\text{W}$, con manteos subverticales, y un tercero de dirección $\text{N}20^\circ\text{E}$ dispuesto en echelón respecto a los anteriores. Las relaciones de contacto indican que el sistema NW es anterior al NE, que es de edad post-Farellones; sin embargo, en el sector norte del yacimiento, el sistema NE corta al NW (Garrido, 1995). Estos sistemas de fallas corresponden a fallas de rumbo de desplazamientos centimétricos y geometría anastomosada, y se reconocen por el aumento relativo en la frecuencia de fallas respecto al resto del yacimiento (Garrido, 1995).

Dentro de las estructura más notables se encuentra la zona de chimenea o pipa de Brechas Braden emplazada en rocas de la Formación Farellones (Camus, 1975).

En El Teniente las estructuras geológicas se han clasifican de acuerdo a dos parámetros, que son su continuidad y tipo de relleno. De acuerdo a su continuidad, las estructuras se clasifican en Distritales, Maestras, Mayores Intermedias y Menores (Tabla 2.5). En la mena primaria abundan las estructuras pequeñas por sobre las estructuras grandes y se caracterizan por encontrarse selladas, conformando un denso enrejado; según su relleno se clasifican en Tardimagmáticas,

Hidrotermales Principales e Hidrotermales Tardías. En la mena secundaria, ubicada hacia sectores altos del yacimiento, el agua ha lixiviado algunos minerales, cambiando las propiedades originales de las estructuras, lo que trae como consecuencia la pérdida del sello natural, permitiendo la circulación de agua.

Ejemplos de Estructuras Distritales son la Falla Agua Amarga y la Zona de Falla Teniente (ZFT, Figura 2.6). En relación a las estructuras Maestras en el yacimiento, están compuestas por un conjunto de fracturas de orientación norte sur y manteos subverticales, asociadas a la orientación del Pórfido Dacítico y en menor proporción a las apófisis de la Tonalita (Cuadra, 1986; Garrido, 1995). Truncando a este conjunto existen Estructuras Mayores de orientación NE que incluyen Diques de Lamprófidio (Figura 2.5).

Sin embargo en la roca de interés económico dominan Estructuras Menores, dentro de las cuales se encuentran las vetillas que conforman el *stockwork*, estas son abundantes en el macizo rocoso primario de la Mina El Teniente, la gran mayoría selladas con rellenos bastante competentes; una descripción más detallada en relación a su mineralización y alteración se abordará en el Capítulo 3.

2.3.3. Alteración y mineralización

La mineralización del Yacimiento El Teniente, es producto de la sobreimposición de diversos eventos de alteración y mineralización. En la actualidad, se distinguen tres etapas hipógenas, llamadas Tardimagmática, Hidrotermal Principal e Hidrotermal Tardía y una etapa Supérgena. Éstas, están relacionadas al emplazamiento de los intrusivos félsicos dacítico y diorítico, y al anillo de brecha hidrotermal de turmalina y brecha Braden (Howell y Molloy, 1960). Producto de estos eventos de alteración, se han originado las vetillas Tardimagmáticas, Principales y Tardías, que constituyen la evolución hipógena del yacimiento.

2.3.3.1. Etapa Tardimagmática

Corresponde a la primera etapa de alteración-mineralización del yacimiento. La mineralogía consta principalmente de biotita, con cantidades menores de anhidrita, cuarzo, clorita, albita, turmalina y sericita. La mineralización asociada a esta etapa ocurre diseminada y en mayor proporción en vetillas sin halo de alteración (Zúñiga, 1982), con una marcada zonación en torno al Pórfido Dacítico, con un núcleo rico en bornita, una zona intermedia con predominio de calcopirita y una zona periférica rica en piritita, con abundante magnetita diseminada (Zúñiga, 1982).

En el yacimiento, la distribución de esta etapa define claramente dos sectores. El primero se ubica en la mitad norte del yacimiento y está aparentemente relacionado con el emplazamiento del Pórfido Dacítico (Arévalo y Floody, 1995); se caracteriza por una zonación con gradiente de

intensidad decreciente alrededor de un centro de intensa alteración potásica. Hacia los márgenes del yacimiento, las asociaciones mineralógicas potásicas gradan a asociaciones de tipo propilítico. En el segundo, correspondiente al sector sur, la zonación tardimagmática está enmascarada por las sucesivas etapas posteriores de alteración superpuestas, pero se puede visualizar una elongación noroeste en que los valores porcentuales máximos de penetratividad coinciden con el eje mayor del Pórfido Dacítico.

La Etapa Tardimagmática, se encuentra asociada a una alteración potásica, que se manifiesta en la Tonalita por el reemplazo de los cristales de plagioclasa por feldespato potásico, la ocurrencia de biotita secundaria y de feldespato potásico y biotita en su masa fundamental. En el Pórfido Dacítico, la alteración potásica se caracteriza por la pseudopertización de las plagioclasas y por la formación de cúmulos irregulares de biotita secundaria y vetillas de cuarzo. En las “andesitas” o Complejo Máfico El Teniente, se manifiesta por la presencia de biotita, albita y cuarzo, destruyendo parcial o totalmente la textura original de la roca (Arredondo, 1994).

2.3.3.2. Etapa Hidrotermal Principal

Etapa que se sobreimpone a la anterior y está relacionada con la reacción de los fluidos tardimagmáticos con aguas meteóricas. Se define por la sobreimposición de franjas de alteración fílica, ubicadas simétricamente con respecto al Pórfido Dacítico. Su intensidad se encuentra determinada por la frecuencia de vetillas de cuarzo, anhidrita y sulfuros, que obliteran la mineralogía preexistente y texturas tardimagmáticas (Ojeda *et al.*, 1980). La mineralización corresponde a calcopirita, pirita y molibdenita subordinada, principalmente en vetillas y escasamente en forma diseminada en los halos de alteración (Zúñiga, 1982). Las vetillas son de cuarzo, anhidrita y calcopirita, con muscovita, digenita y molibdenita en menor cantidad. Las vetillas hidrotermales principales (HP) se asocian a esta etapa.

En la roca de caja, la mineralogía es reemplazada por una asociación de cuarzo-sericita, con menor proporción de anhidrita y clorita. La asociación se desarrolla a expensas de la biotita tardimagmática y de los feldespatos de las rocas máficas y del pórfido Teniente respectivamente. En la Diorita y Pórfido Dacítico, el feldespato potásico, plagioclasa y ferromagnesianos se encuentran alterados en forma similar, y la textura original fanerítica y/o porfídica es reemplazada por una textura sacaroidal fina.

2.3.3.3. Etapa Hidrotermal Tardía

Relacionada espacial y genéticamente a la unidad Brecha Marginal (Villalobos, 1975). Se manifiesta por la alteración cuarzo-sericita de los fragmentos de la brecha, así como por vetas y vetillas rellenas con anhidrita, yeso, turmalina, siderita, cuarzo y con halos de alteración cuarzo-sericita-clorita-calcita. Las vetillas contienen cuarzo, turmalina, anhidrita, sericita, clorita, yeso, carbonatos y menas de cobre, hierro y molibdeno (Zúñiga, 1982), las cuales se distribuyen en una franja concéntrica al anillo de brechas y además como cemento matriz de la brecha hidrotermal

de turmalina, y como parte de la alteración de sus fragmentos. Arévalo *et al.* (1998), dividen a esta etapa en dos: una etapa temprana y una tardía propiamente tal, asociada a la brecha de turmalina y constituye los valores máximos de penetrabilidad de la etapa tardía original.

2.3.3.4. Etapa Póstuma

Está relacionada a la consolidación de la Brecha Braden y se caracteriza por una asociación mineralógica constituida fundamentalmente por sericita, calcita y pirita en el cemento, y por la alteración sericítica de la fracción clástica. También existe un relleno de estructuras planares y de cavidades, con minerales de baja temperatura tales como yeso, siderita, ankerita, baritina, blenda, galena, cuarzo, anhidrita y turmalina (Ojeda *et al.*, 1980). La mineralización hipógena se encuentra en vetas y vetillas de pirita, calcopirita, tenantita-tetraedrita, molibdenita y galena-esfalerita, con anhidrita como mineral de ganga predominante y de manera subordinada cuarzo, turmalina, yeso y carbonatos. Como minerales secundarios se encuentran sericita, clorita y calcita junto con diseminaciones de pirita y calcopirita (Floody, 2000).

2.3.3.5. Etapa Supérgena

Esta etapa se distribuye con geometría elíptica de eje mayor NW en un área de 15 km² en la parte alta del yacimiento (Portigliati y Camus, 1974; Ojeda *et al.*, 1980 y Álvarez, 1990). La cuenca alcanza una profundidad entre los 100 y 600 m y un ancho que varía entre los 100 y 500 m (Cuadra, 1986). Se caracteriza por la lixiviación total de la anhidrita y la presencia de sericita y arcillas. La mineralización corresponde a calcosina gris, calcosina celeste y covelina azul, lo cual fue generado por el reemplazo total de los sulfuros preexistentes. El paso fue gradual, reemplazando selectivamente a los sulfuros de cobre, primero a la bornita y luego a la calcopirita. La pirita durante el proceso de lixiviación no sufrió alteración (Álvarez, 1990). La edad de los eventos de alteración y mineralización se encuentra comprendida entre los 5.3 a 4.7 Ma (Cuadra, 1986 y Makshev *et al.*, 2001).

3. VETILLAS

Existen diversas discontinuidades geológicas que influyen en la resistencia del macizo rocoso, desde gran escala como fallas y fracturas mayores, pasando por planos de estratificación y discordancias, hasta una escala más reducida, teniéndose vetas y vetillas. Éstas, son discontinuidades geológicas selladas por un relleno mineral, el cual es originado por la acción de soluciones hidrotermales, las que además pueden generar un halo de alteración en la roca caja.

En el caso del macizo rocoso primario de Mina El Teniente, la gran mayoría de las estructuras son vetillas selladas (Figura 3.1), con rellenos bastante competentes. Estas estructuras son del tipo *stockwork*, predominantes en la roca primaria y alojan a más del 80% de la mineralización de

cobre en el yacimiento. Se pueden reconocer hasta una frecuencia de 40 por metro lineal en sondajes.

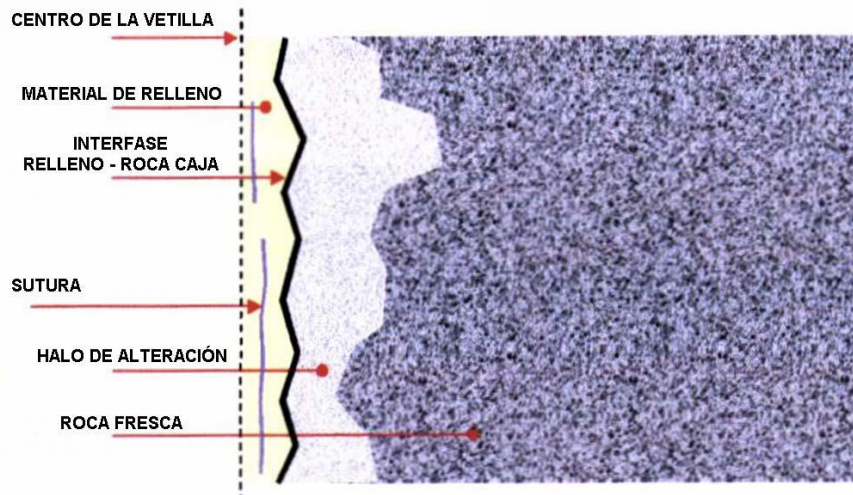


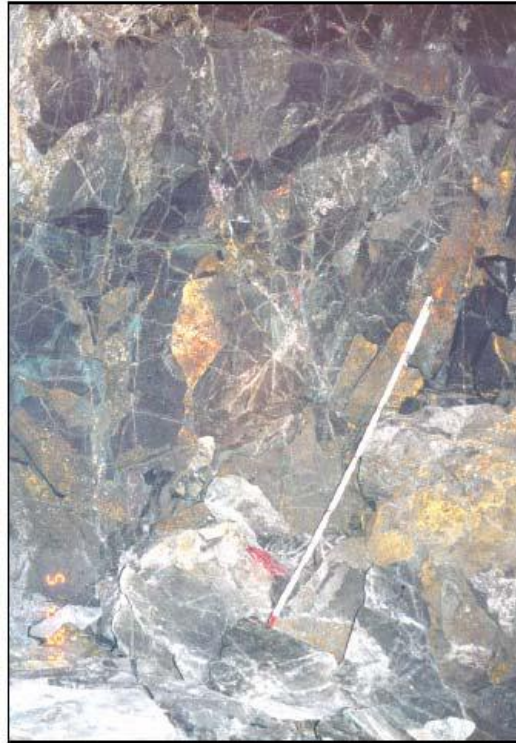
Figura 3.1: Esquema ilustrativo de los componentes típicos de una vetilla sellada en roca primaria (Karzulovic, 2001).

En la mina El Teniente, el *stockwork* (Figura 3.2) es el resultado de varios procesos o etapas de alteración–mineralización desarrolladas antes, durante y posteriormente a ciclos de formación del yacimiento. Las principales etapas de alteración – mineralización que se conocen son: Tardimagmática (TM), Hidrotermal Principal (HP) e Hidrotermal Tardía (HT).

Las vetillas desarrollan características distintivas dependiendo del ambiente mecánico en que se forman. Es así como las vetillas en un ambiente tardimagmático (TM), debido a su alta temperatura, cuentan con bordes sinuosos e irregulares. Por otro lado, de un ambiente hidrotermal tardío (HT) a uno Hidrotermal Principal (HP), se tiene un descenso de la temperatura y un cambio de condiciones, de presión litostática a hidrostática. Es por eso que, al tener un régimen netamente frágil de la roca, se desarrollaran vetillas de bordes rectos, con halos pasando desde alteración potásica a fílica.

Las vetillas selladas del Yacimiento El Teniente pueden clasificarse según tres criterios: por su mineralogía, alteración y relación de contacto entre ellas; por su espesor o potencia; y según la extensión de la traza.

Figura 3.2: CMET primario en frente Fw Cruzado cabecera Norte del Sector Esmeralda, que muestra un enrejado de vetillas selladas (*stockwork*). Ancho foto 1.5 m. (Karzulovic, 2001).



3.1. Espesor de la vetilla

Según los Estándares y Metodología de Trabajo para Geología de Minas elaborado por Superintendencia de Geología de la División El Teniente (SGL-I-123/03, 2003), las estructuras de este tipo se pueden diferenciar según su espesor entre:

- **Vetas:** Se definen como estructuras rectilíneas de longitud mayor al largo de la preparación microscópica (4.5 cm), y ancho superior a los 3 mm. Se presentan rellenas con minerales metálicos o no metálicos, y ocasionalmente pueden corresponder a planos de falla porque desplazan a otra estructura.
- **Vetillas:** Son también estructuras lineales de espesor comprendido entre 1 a 3 mm, y longitud igual o mayor a los 2.5 cm, con relleno continuo en toda su longitud.
- **Microvetillas:** Son estructuras de longitud variable y ancho inferior a 1 mm, con trazado generalmente rectilíneo y relleno discontinuo. Son visibles solamente en rocas de grano muy fino y aspecto afanítico.

3.2. Extensión de la traza de la vetilla

Estándares y Metodología de Trabajo para Geología de Minas elaborado por Superintendencia de Geología de la División El Teniente (SGL-I-123/03, 2003) y Brzovic *et al.* (2001), se han subdividido estas vetillas en 3 clases según la extensión de su traza:

- Vetillas Mayores: Se caracterizan por extenderse sobre 100 m, usualmente corresponden a vetillas HT o HP, pudiendo tener espesores de hasta 200 mm, pero típicamente presentan de 5 a 25 mm de espesor. Dentro de esta clasificación no se reconocen del tipo TM.
- Vetillas Intermedias: Se caracterizan por tener una traza entre 4 y 100 m, y pueden corresponder a vetillas HT, HP o TM. Pueden tener espesores de hasta 50 mm, pero típicamente fluctúan entre 1 y 10 mm.
- Vetillas Menores: Se caracterizan porque su traza es menor a 4 m, y pueden corresponder a vetillas HT, HP o TM. Generalmente tienen potencias menores a 10 mm.

3.3. Mineralogía, alteración y relaciones de contacto

Las vetillas se han clasificado atendiendo a la complejidad creciente de su textura, mineralización, abundancia y alteración. Empíricamente, se diferencian tres categorías denominadas respectivamente Etapa Tardimagmática TM, Etapa Hidrotermal Principal HP y Etapa Hidrotermal Tardía HT, que se subdividieron en quince clases ó 15 subtipos. La categoría TM agrupa 8 clases de vetillas, sin halo o con halo silíceo o biotítico generalmente simétrico. La Categoría HP agrupa a 4 clases que se diferencian de las anteriores por la presencia de uno o más halos, simples o complejos, por el predominio de los minerales metálicos sobre los no metálicos y por una mayor complejidad de las vetillas y estilos de mineralización. La Categoría HT con tres clases, se diferencia de las anteriores por la aparición de nuevos minerales no metálicos (carbonatos, yeso, turmalina), y metálicos (tenantita).

En Estándares y Metodología de Trabajo para Geología de Minas elaborado por Superintendencia de Geología de la División El Teniente (SGL-I-123/03, 2003), se puede encontrar el siguiente detalle de las categorías y sus clases.

3.3.1. Categoría Tardimagmática TM

Se relaciona especialmente con la consolidación del Pórfido Dacítico, ya que en el sector norte, las zonas que presentan una mayor intensidad de alteración, de tipo potásica, se ubican concéntricamente en torno a él (Ojeda *et al.*, 1980). Esta alteración se encuentra en vetillas

(cuarzo, biotita, feldespato potásico y anhidrita) y en forma masiva (pertitización en intrusivos y biotización en andesitas), además de biotización del Complejo Máfico.

La Categoría TM agrupa a las vetillas sin halo o con halo silíceo o biotítico generalmente simétrico. En esta categoría existen siete clases de vetillas de espesor variable. En todas las ilustraciones que acompañan a esta descripción, la escala gráfica de las fotos es en milímetros.

- V1: Vetillas de magnetita mayoritaria. Son vetillas nítidas de magnetita de color oscuro. Puede presentar cuarzo, biotita en cantidades minoritarias, trazas de anhidrita, calcopirita y clorita. El halo es muy difuso y la interfaz halo - roca es indefinida (roca deslavada).

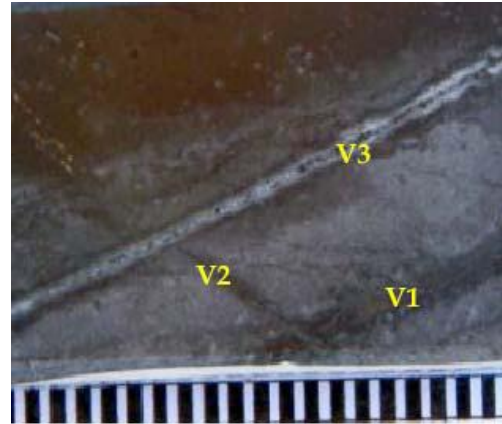


Figura 3.3: Vetilla de magnetita V1, de color oscuro, cortada por una vetilla V2 de biotita, cortada a su vez por una vetilla V3 con cuarzo, biotita y pintas de calcopirita (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V2: Vetillas de cuarzo - biotita, sin halo. Son vetillas o vetas principalmente de cuarzo – biotita sin halo, con anhidrita y clorita minoritaria. Presenta en ocasiones mineralización diseminada de sulfuros (cpy, py, bo). Raras veces se observa molibdenita en trazas. En el Pórfido Dacítico y Pórfido Diorítico, esta clase de vetillas se presenta con la misma mineralogía metálica y la biotita es remplazada por clorita.

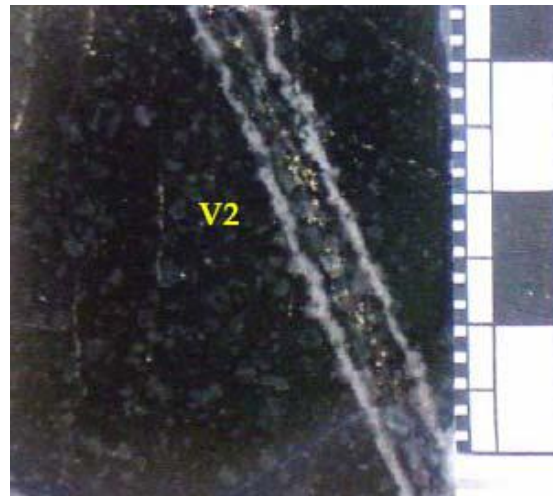


Figura 3.4: Vetilla V2 de cuarzo – biotita, anhidrita y calcopirita minoritaria (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V3: Vetillas de cuarzo – biotita, con halo. Son vetillas o vetas de cuarzo – biotita. Presentan anhidrita, calcopirita y clorita minoritaria. Se encuentra, a veces, bornita, molibdenita en trazas. La biotita se puede presentar como relleno continuo. El halo es generalmente silíceo y difuso, a veces biotítico. Si es silíceo, tiene aspecto de nube (sinuoso), que destaca por su color claro. Si es biotítico, es difuso debido al contraste de color con la roca huésped (CMET). El halo puede tener trazas de sulfuros diseminados.



Figura 3.5: Vetilla de cuarzo, anhidrita, biotita, clorita y calcopirita con halo silíceo difuso. La interfaz vetilla – halo no es nítida (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V4: Vetas o vetillas de anhidrita con halo. Vetas o vetillas de anhidrita mayoritaria con biotita y sulfuros diseminados. Presenta halo silíceo – biotítico característico. La biotita se encuentra diseminada en el halo silíceo. Interfaz vetilla – halo nítida, interfaz halo - roca difusa.

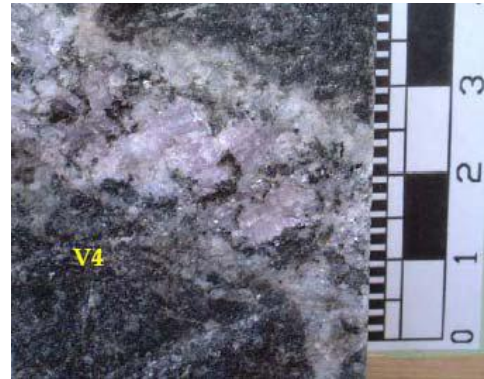


Figura 3.6: Vetilla V4, de anhidrita con biotita diseminada y halo silicio – biotítico (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V5: Vetas o vetillas de cuarzo mayoritario. El cuarzo es mayoritario con respecto a los demás minerales. Los metálicos diseminados son calcopirita, pirita, bornita, molibdenita. Los metálicos en sutura son calcopirita y molibdenita. Estas vetillas no presentan halo.



Figura 3.7: Veta de cuarzo V5, sin halo, con calcopirita y molibdenita depositada en sutura central. (Superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V6: Vetas o vetillas de anhidrita mayoritaria. Se caracteriza por la abundancia y predominio de la anhidrita sobre los metálicos y cuarzo. Los metálicos, que pueden estar presentes a simple vista, son inclusiones de calcopirita, bornita y molibdenita. Estas vetillas no presentan halo.



Figura 3.8: Veta de anhidrita V6, sin halo (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V7: Vetillas o microvetillas de sulfuros mayoritarios. Son vetillas de sulfuros en cantidades mayoritarias (calcopirita - pirita - bornita - molibdenita). Principalmente las más vistas son de calcopirita masiva, que cortan a todas las vetillas de la misma etapa. Estas vetillas no presentan halo. Las microvetillas de sulfuros son delgadas, de 0.1-0.3 mm, y presentan cristales de calcopirita, pirita y trazas de bornita, que pueden alternar con los no metálicos, principalmente la biotita, provocando una traza de aspecto discontinuo. Generalmente de bordes nítidos, no presentan halo. Estas microvetillas se presentan aisladas o en enjambres polidireccionales.

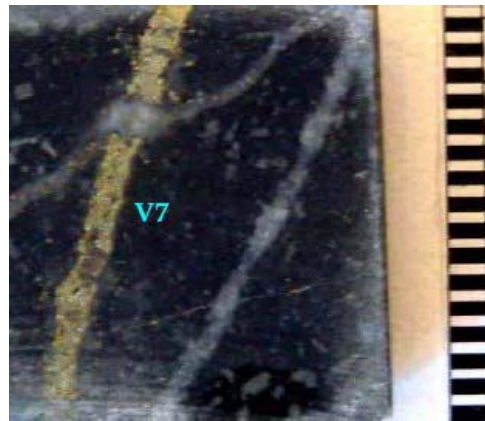


Figura 3.9: Vetilla V7 de calcopirita masiva (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V8: Vetillas de turmalina. Vetillas y microvetillas de turmalina mayoritaria, con presencia de anhidrita, cuarzo y sulfuros subordinados. De bordes nítidos, no presenta halo. Estas vetillas se encuentran generalmente alrededor de la Brecha Braden, en el Pórfido Dacítico y en los cuerpos de Pórfido Diorítico del sector Norte. En el Complejo Máfico El Teniente su abundancia es escasa y se presentan con un halo silíceo difuso.



Figura 3.10: Vetilla V8 en CMET con halo silíceo difuso, cortada por vetillas V2 y V3 (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

3.3.2. Categoría Hidrotermal Principal HP

Esta fase se relaciona con la interacción entre las aguas meteóricas y los fluidos tardimagmáticos derivados de los intrusivos dioríticos y dacíticos. Se define por la sobreimposición de franjas de alteración fílica, ubicadas simétricamente con respecto al Pórfido Dacítico. Su intensidad se encuentra determinada por la frecuencia de vetillas de cuarzo, anhidrita y sulfuros, que obliteran la mineralogía preexistente y texturas tardimagmáticas (Ojeda *et al.*, 1980). La alteración fílica desarrollada a partir de vetillas de sulfuros, genera halos de alteración de cuarzo, sericita y clorita de ancho variable.

La Categoría HP agrupa vetillas continuas, planares y con caras paralelas. Presentan halo simple o complejo, a veces mineralizado. En esta categoría existen cuatro clases de vetillas que se diferencian de las anteriores por la presencia de uno o más halos, el predominio de los minerales metálicos sobre los no metálicos y una mayor complejidad de las vetillas y estilos de mineralización.

- V9: Veta o vetilla de magnetita mayoritaria con halo simple. Las vetas son predominantemente más gruesas que 2 mm. La mineralogía es mayoritariamente magnetita, con calcopirita y pirita en menor proporción. El halo es simple y generalmente asimétrico. Su aspecto puede ser moteado por la presencia de clorita - sericita, cúmulos de biotita, y calcopirita más pirita diseminada. La interfaz del halo con la roca de caja es sinuosa.

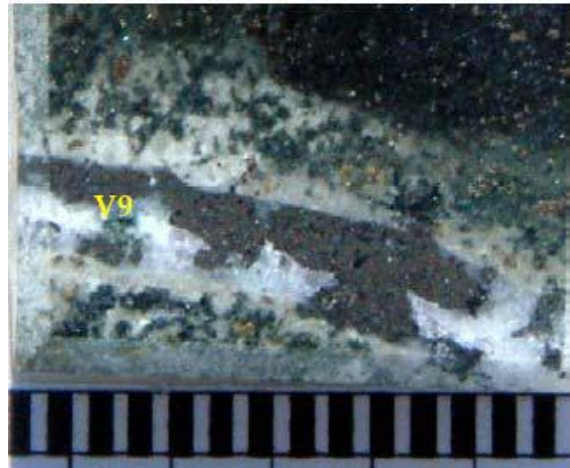


Figura 3.11: Vetilla V9 de magnetita con cuarzo y halo moteado simple con mineralización diseminada (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V10: Veta o vetilla de sulfuros mayoritarios con halo simple. Se caracteriza por tener una mineralización masiva de calcopirita y/o pirita en la veta y los mismos minerales diseminados en el halo. La mena metálica se presenta sin o con cuarzo. El halo es bandeado o simple, predominantemente con sericita y sulfuros diseminados.

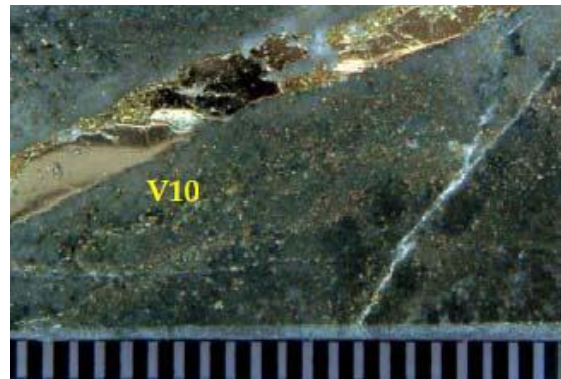


Figura 3.12: Vetilla V10 masiva de calcopirita, pirita y cuarzo con halo simple y mineralización diseminada (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V11: Veta o vetilla de sulfuros mayoritarios con halo semi-complejo. Transicional entre V10 y V12 porque presenta una leve tendencia a la formación de un segundo halo de alteración. Se caracteriza por presentar un sector central con mineralización masiva de calcopirita y/o pirita en la veta. El halo es una transición gradual a la roca de caja con bordes externos, que podrían interpretarse como un dudoso segundo halo. La mineralización del halo es escasa y diseminada.

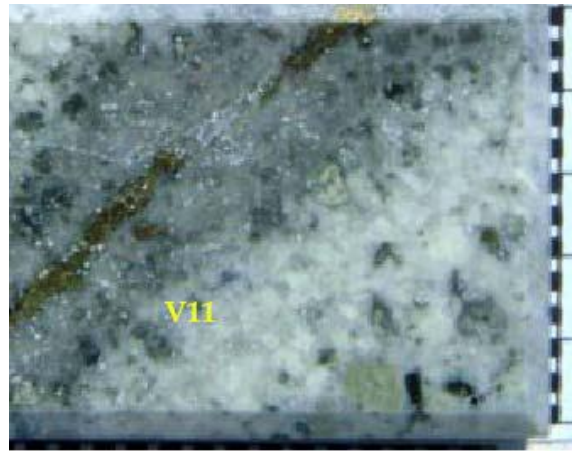


Figura 3.13: Vetilla V11 en Pórfido Dacítico. Ésta se observa segmentada de calcopirita y cuarzo, con un halo transicional y escasa mineralización diseminada (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V12: Veta ó Vetilla de sulfuros mayoritarios con halo complejo. Se presenta como vetas o vetillas con mineralización masiva de calcopirita y/o pirita. El halo es doble, generalmente el primer halo, en contacto con la veta, es cuarzo-sericítico pudiendo presentar sulfuros (cpy-py) diseminados. El segundo halo es clorítico-sericítico y la interfaz con la roca es nítida o difusa, con escasa o ausente mineralización de sulfuros diseminados.



Figura 3.14: Vetilla V12, con calcopirita masiva y cuarzo subordinado. El doble halo es de bordes nítidos y sinuosos (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

3.3.3. Categoría Hidrotermal Tardía HT

Se asocia a los fluidos hidrotermales generados por el emplazamiento de la Brecha Marginal (Villalobos, 1975). Se manifiesta por la alteración fílica que afecta a los clastos de la Brecha de Turmalina y como halos de vetillas, en forma similar a la Categoría HP, pero con menos frecuencia. Se desarrolla a partir de la Brecha Braden, extendiéndose a unos 100 o 150 m en una zona concéntrica a ésta. Se incluye en esta etapa la denominada Alteración Póstuma con alteración a sericita y calcita restringida a la Brecha Braden, en vetillas de baja frecuencia o afectando a la matriz y los clastos de ésta.

La Categoría HT agrupa a vetillas de un mayor grado de complejidad y variabilidad mineralógica con o sin sulfuros que contienen carbonatos, yeso, anhidrita y turmalina. Presenta halos desarrollados y difusos. Se diferencia de las categorías anteriores por la aparición de nuevos minerales no metálicos (carbonatos, yeso, turmalina), y metálicos (tenantita). Se subdivide en tres clases. La suma del ancho de las vetas más el halo generalmente es superior al diámetro del testigo (2.5 cm).

- V13: Vetillas de sulfuros mayoritarios. Se caracterizan por presentar una variedad mineralógica metálica mayoritaria. En general son vetas o vetillas de sulfuros masivos, con cuarzo, anhidrita y carbonatos subordinados. Se destaca la presencia de sulfuros tales como bornita y tenantita – tetraedrita. Asociados a estos, se reconocen microscópicamente sulfuros de plomo y hierro – zinc (galena y blenda, respectivamente). El halo es de bordes indefinidos o difusos, generalmente bien desarrollado.

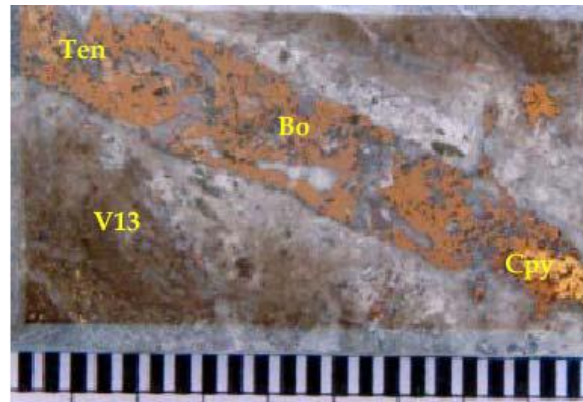


Figura 3.15: Vetilla V13, de bornita, calcopirita, tenantita y cuarzo subordinado. El halo es sericítico - clorítico de bordes indefinidos y difusos (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V14: Vetillas de carbonatos y sulfatos mayoritarios. Se caracterizan por presentar carbonatos y/o sulfatos masivos. Entre ellos destacan, calcita, ankerita, siderita y yeso, anhidrita, respectivamente. Los sulfuros asociados se presentan en cantidades minoritarias. El halo es generalmente desarrollado y difuso, de composición sericítica-clorítica.



Figura 3.16: Vetilla de yeso masivo con calcita y bornita subordinada. El halo sericítico es de bordes nítidos y poco desarrollado (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

- V15: Vetillas de turmalina mayoritaria. Se caracteriza por presentar mineralogía no metálica correspondiente a turmalina y anhidrita subordinada. En el sector sur, en algunos casos existe epidota en baja proporción. El halo es difuso o indefinido, principalmente sericítico.

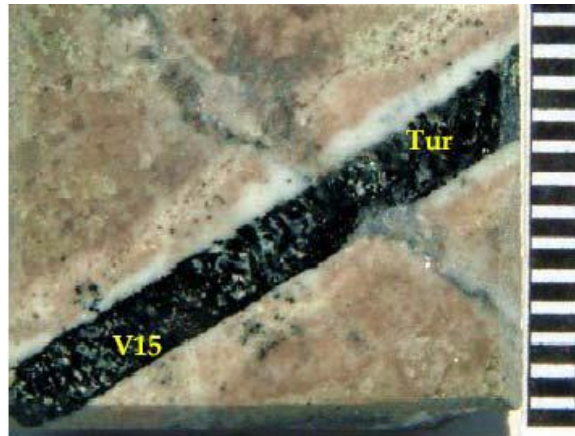


Figura 3.17: Veta V15 de turmalina mayoritaria y carbonatos. Presenta un halo muy desarrollado silicio - sericítico (superintendencia de Geología División El Teniente, 2003).

4. ENSAYOS GEOTÉCNICOS

A continuación se explica de manera resumida los ensayos geotécnicos que fueron simulados en este trabajo, correspondientes a los ensayos de laboratorio efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden en el año 2010 (Anexo C), para un mejor entendimiento de los mismos. La información fue obtenida íntegramente del trabajo para optar al título de Geólogo, de De Los Santos (2011).

4.1. ENSAYOS DE TENSIÓN DIRECTA

A partir de este ensayo se puede obtener una medida directa de la resistencia uniaxial de un cilindro de roca (Figura 4.1). La relación de esfuerzos involucrados es:

$$\sigma_3 < 0 \text{ y } \sigma_1 = \sigma_2 = 0$$

El ensayo consiste en aplicar a la muestra una fuerza de tensión uniaxial en la dirección de mayor longitud de la probeta, hasta conseguir la ruptura. En el caso de una vetilla ubicada en el centro de la probeta y perpendicular a la acción de los esfuerzos de tensión (Figuras 4.1, 4.2a y 4.2c), si la ruptura es a través de la vetilla obtendremos valores de la resistencia a la tensión de la vetilla.

4.1.1. Preparación la muestra

Los ensayos expuestos en este trabajo, fueron realizados bajo la norma ASTM D2936–08 y para la elección de muestras se consideró:

- Probeta cilíndrica de roca con una longitud de 100 mm, con caras basales paralelas que permitieran el agarre de la muestra.
- La vetilla que contiene la roca debe ser superior a 2 mm y perpendicular al eje longitudinal de la muestra.

4.1.2. Procedimiento

Solo 6 muestras fueron ensayadas mediante este método (Anexo C), utilizando un equipo desarrollado por el SP Technical Research Institute of Sweden (Figura 4.2b), Cabe destacar que solo dos muestras fueron consideradas para el proceso de simulado.

Las características más relevantes del dispositivo son:

- Máquina de tensión o tracción provista de un sistema de medición de la tensión aplicada.
- Posee una capacidad de tensión de 100 kN.
- La fuerza de tensión se aplica de forma continua con una rango uniforme, entre 0,5 y 1 MPa/seg, con tasas de desplazamiento de 1,5 a 5 $\mu\text{m}/\text{min}$, de tal forma que la ruptura se produzca en pocos minutos.
- Permite la medición de emisiones acústicas mediante el uso de sensores acústicos ubicados en la platina inferior y superior.
- Tres transductores centrados sobre la vetillas miden el desplazamiento.

Los extremos del cilindro de roca se pegan mediante resina a los dos cabezales de la máquina, sobre los cuales se efectúa la tensión (Figura 4.2c). Durante el ensayo,, se registra la fuerza aplicada y la deformación media axial de la probeta hasta alcanzar la ruptura. La resistencia a la tensión directa σ_{td} se calcula dividiendo la fuerza aplicada en el momento de la ruptura por el área circular de la probeta.

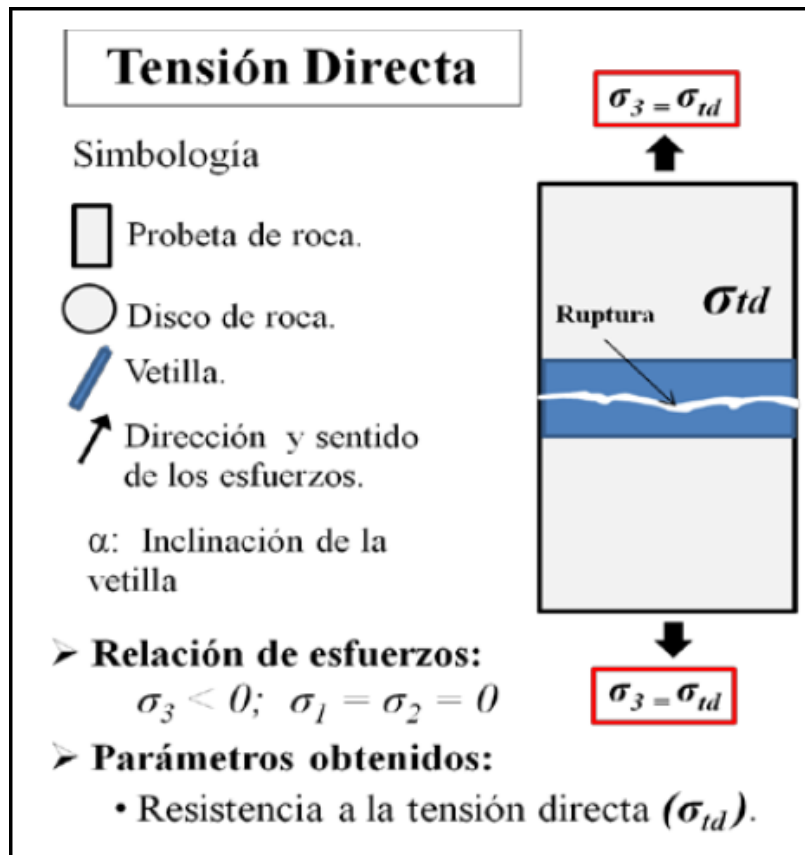


Figura 4.1: Ensayo de tensión directa. Se muestra un esquema del ensayo, indicando la relación de esfuerzo que participan y los parámetros que se pueden obtener. Modificado de De Los Santos (2011).

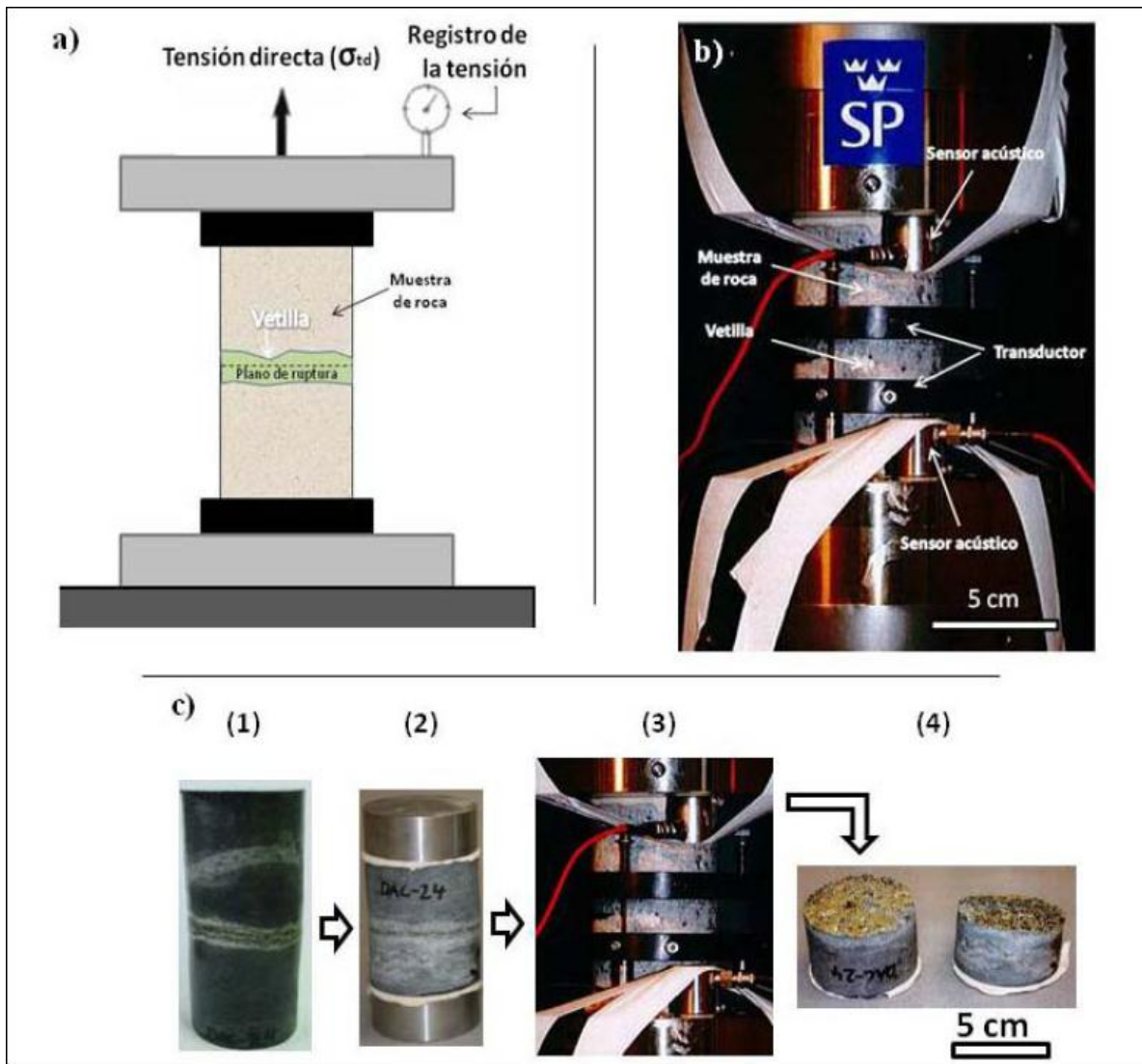


Figura 4.2: Máquina para efectuar ensayo de tensión directa. En a) esquema del ensayo en el que se incluye los parámetros que intervienen. En b) fotografía del equipo desarrollada por el SP Technical Research Institute of Sweden, para realizar ensayos de tensión directa, indicando la posición de la muestra y de la vetilla, además de los sensores acústicos y transductores, que miden las emisiones acústicas y el desplazamiento vertical, respectivamente. En c) fotografías que muestran la secuencia del ensayo. (1) Probeta inicial conteniendo una vetilla perpendicular al eje axial, (2) la muestra es adherida a los cabezales de la máquina, (3) se inserta la muestra en la máquina y (4) tras el ensayo se obtiene la ruptura a través de la vetilla (De Los Santos, 2011).

4.2. ENSAYOS DE CORTE DIRECTO

4.2.1. Preparación de la muestra

Las vetillas ensayadas se disponían de distintas formas en la probeta de roca, con una inclinación variable respecto al eje longitudinal de la probeta. Por esta razón, las muestras fueron cortadas

con una sierra circular con hoja de diamante, de tal manera que la vetilla a ensayar quedara posicionada en el centro de la muestra y permitiera el agarre de ésta en la máquina del ensayo. Las dimensiones de las muestras deben permitir que la discontinuidad, en este caso la vetilla, definan un área mínima de 25 cm^2 como recomienda la ISRM (Brown, 1981), específicamente los planos de ruptura generados por las vetillas elegidas, definen formas elípticas y trapezoidales con áreas de 29 a $68,1 \text{ cm}^2$.

La posición de la vetilla en la muestra define una mitad superior y otra inferior, cada una de éstas, sin que la muestra se fracture, es fijada a un bloque de concreto compuesto por una mezcla de pegamento y arena de cuarzo (Figura 4.3b), que actúa como soporte rígido, reteniendo la muestra en una posición fija. La separación entre los bloques es de 10 mm (Figura 4.3c). La posición de la muestra en los bloques debe ubicar a la vetilla en el centro geométrico definido entre los dos bloques de concreto y horizontal a la superficie de los bloques, para así obtener las condiciones iniciales correctas para las pruebas. La secuencia de pasos se observa en las Figuras 4.3b y 4.3c.

Para la selección de muestras destinadas a este ensayo, se consideraron los siguientes criterios:

- Selección de vetillas selladas, con excepción de dos muestras DAC4A y DAC4B que corresponden a estructuras abiertas, las vetillas deben tener un espesor mayor a 2 mm.
- Las vetillas deben cortar a la muestra en forma diametral, o ser perpendiculares al eje longitudinal de la probeta, de manera tal que asegure el agarre de la muestra en los bloques de concreto.
- Las muestras se seleccionaron a partir de sondajes de diámetro HQ y mediante re-perforación en sondajes PQ, obteniendo muestras de diámetro de 63,5 mm.

4.2.2. Procedimiento

Un total de 28 muestras fueron seleccionadas para someterla a este tipo de ensayos (Anexo C). La máquina de corte directo utilizada es el modelo *GCTS* (Figura 4.3a), fue confeccionada por el SP Technical Research Institute of Sweden. Entre las características técnicas del equipo se cuentan:

- Corresponde a una máquina servo hidráulica, diseñada para ensayos de corte directo manteniendo una carga normal constante o CLN en la literatura especializada.
- Posee dos cajas de corte cilíndricas, una superior y otra inferior (Figura 4.3a). La caja superior puede ser movida verticalmente y la inferior horizontalmente. Dentro de estas cajas se ubican bloques de concreto donde las muestras son empotradas (Figura 5.3c). El desplazamiento vertical es medido por cuatro transductores LVDT (*Linear Variable Differential Transducer*: transformador eléctrico utilizado para medir desplazamientos lineales), ubicados en los extremos de la muestra. En tanto el desplazamiento horizontal es medido por un solo LVDT

- La máxima carga normal y la carga horizontal aplicada puede alcanzar los 300 kN. Celdas de carga son usadas para medir la fuerza en ambas direcciones y al ser dividida por el área de la sección central de la muestra, puede entregar valores del esfuerzo normal a la estructura σ_n , y el esfuerzo de corte τ .

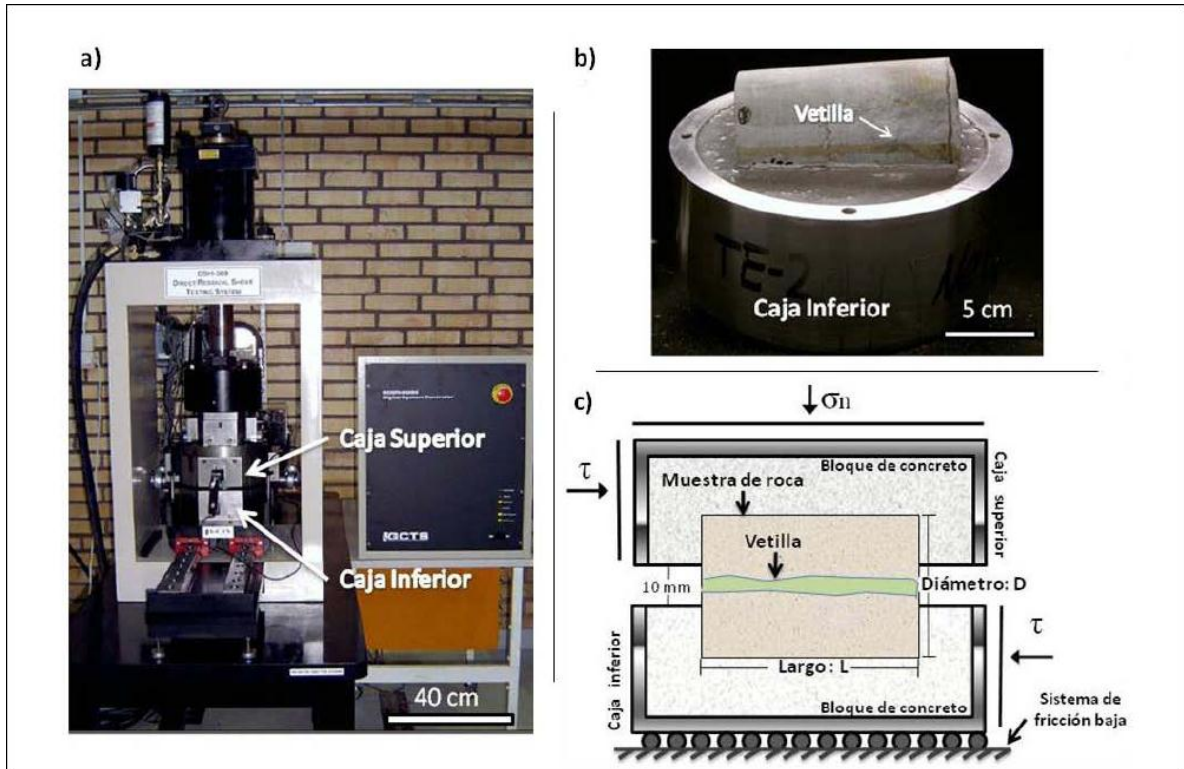


Figura 4.3: Máquina para efectuar el ensayo de corte directo. En a) fotografía del equipo desarrollada por el SP Technical Research Institute of Sweden, para realizar ensayos de corte directo: incluye la unidad de control digital y además se indica la caja superior e inferior. En b) fotografía de la caja inferior que contiene el bloque de concreto que sostiene la muestra con la vetilla a analizar. c) Esquema del ensayo en el que se incluyen los parámetros que intervienen, como el esfuerzo normal σ_n y el esfuerzo de corte τ .

5. SIMULACIÓN DE ENSAYOS DE LABORATORIO DE TENSIÓN Y CORTE DIRECTO

5.1. Particle Flow Code in Three Dimensions (PFC3D)

PFC3D es un programa computacional desarrollado por Itasca™ que modela el movimiento e interacción de partículas esféricas por el Método de Elementos Discretos (o DEM, por su sigla en inglés), descrito por Cundall y Strack (1979). La aplicación original de este método fue como

herramienta para realizar estudios del comportamiento de materiales granulares. El modelo de partícula fue utilizado para entender el comportamiento de elementos (en tales condiciones son “uniformes”), y un método continuo fue usado para resolver problemas reales que involucran complicados patrones de deformación (con el comportamiento de los elementos derivado de los test de modelos de partículas). Dos factores han provocado un cambio en este enfoque: primero, la tarea de derivación de leyes constitutivas generales de los resultados de test en arreglos de partículas es bastante complicada; segundo, con el espectacular incremento en el poder de las pequeñas computadoras, ahora es posible modelar problemas enteros con partículas; el comportamiento constitutivo está integrado en el modelo automáticamente. *PFC3D* está diseñado para ser una herramienta eficiente para modelar complicados problemas en mecánica de sólidos y flujos granulares (*PFC3D User’s Guide*, 2011).

Un problema físico que tiene que ver con el movimiento y la interacción de las partículas esféricas se puede modelar directamente por *PFC3D*. También es posible crear partículas de forma arbitraria uniendo dos o más de éstas, tal que cada grupo actúa como un objeto autónomo. *PFC3D* es capaz también de modelar un sólido frágil, enlazando cada partícula a su vecino; el ensamblaje resultante puede ser considerado como un “sólido” que tiene propiedades elásticas y es capaz de “fracturarse” cuando los enlaces se rompen. *PFC3D* contiene una lógica extensiva para facilitar el modelado de sólidos como ensamblajes apretados de partículas vinculadas. El sólido puede ser homogéneo, o puede estar dividido en un número discreto de regiones o bloques. Este tipo de sistema físico puede ser también modelado por los programas de elementos distintos *UDEC* (Itasca, 2004) y *3DEC* (Itasca, 2007), los cuales trabajan con bloques angulares. Sin embargo, *PFC3D* tiene tres ventajas. Primero, es potencialmente más eficiente, ya que la detección de contactos entre objetos esféricos es mucho más simple que la detección entre objetos angulares; segundo, no hay esencialmente un límite para la magnitud del desplazamiento que puede ser modelado; y tercero, es posible para el bloque romperse (ya que están compuestos por partículas enlazadas), a diferencia de los bloques modelados con *UDEC* o *3DEC* que no se pueden romper. El inconveniente para el modelado de un sistema de bloques con *PFC3D* es que los límites de los bloques no son planos, y las protuberancias afectan la respuesta de las discontinuidades. Este inconveniente puede ser superado, sin embargo, asignando el modelo de contacto de *smooth joint* a todos los contactos entre partículas que están en partes opuestas del *joint*, eliminando efectivamente las protuberancias y permitiendo la especificación de propiedades microscópicas del *joint* (Mas Ivars *et al.* 2008) (para más detalle, ver Sección 5.2.2.2).

La especificación de la geometría, propiedades y condiciones de solución no es tan sencilla en *PFC3D* como en programas como *FLAC* (Itasca, 2008) y *UDEC*. Por ejemplo, con un programa continuo, se crea una red, se coloca un *stress* inicial, y los enlaces se dejan fijos o libres. En un código de partículas como *PFC3D*, en general, un estado compactado no puede ser pre-especificado, ya que no hay una única forma de empaquetar un número de partículas en un volumen dado. Un proceso análogo a la compactación física debe ser seguido hasta alcanzar la porosidad requerida. El estado de *stress* inicial no puede ser especificado independiente del empaquetamiento inicial ya que las fuerzas de contacto surgen de la posición relativa de las partículas. Finalmente, la configuración de las condiciones de enlace es más complicada que para un programa continuo, ya que los límites no consisten en superficies planas.

Otra dificultad surge cuando se requiere que el comportamiento de un sólido simulado (compuesto de partículas enlazadas), coincida con el de un sólido real ensayado en el laboratorio. Hasta cierto punto, esto es un proceso de ensayo y error, porque no hay una teoría completa que pueda predecir el comportamiento macroscópico de las propiedades microscópicas y la geometría. Sin embargo, las pautas que deben ayudar en el proceso de búsqueda (por ejemplo, qué factores influyen en algunos aspectos del comportamiento y cuáles no) están dadas. Debe tenerse en cuenta que este tipo de modelo es complejo, y ocupa el límite del conocimiento actual. Sin embargo, mediante la realización de pruebas con *PFC3D*, se espera ganar un entendimiento fundamental en la mecánica de sólidos (especialmente en mecánicas de fractura y de daño).

El método de cálculo (DEM) tiene un esquema explícito de pasos; hay varias ventajas en éste. Por ejemplo, los sistemas que presentan inestabilidad física se puede modelar sin dificultad numérica; y las grandes poblaciones de partículas requieren poca memoria del ordenador, ya que las matrices no se almacenan.

PFC3D puede ser utilizado para modelar problemas estáticos o dinámicos, pero las ecuaciones dinámicas completas de movimiento se resuelven aún cuando solo se piden las soluciones estáticas. Esto se hace con el fin de seguir los fenómenos tales como falla y "flujo" del material de una manera realista, para ello no es necesario recurrir a algún algoritmo no físico, como se hace en algunos de los métodos implícitos. El modelado con *PFC3D* implica la ejecución de miles de pasos. En cada uno, la segunda ley de Newton (fuerza = masa x aceleración) se integra dos veces para cada partícula, para proporcionar velocidades actualizadas y nuevas posiciones, dado un conjunto de fuerzas de contacto que actúan sobre la partícula. En base a estas nuevas posiciones de partículas, las fuerzas de contacto se derivan de los desplazamientos relativos de los pares de partículas; para esto se puede utilizar una ley de fuerza/desplazamiento lineal o no lineal.

La versión actual de *PFC3D* funciona en cualquier computadora con el sistema operativo Windows (Windows 2000, XP, Vista o Seven). Con 240 MB de RAM, alrededor de 100.000 partículas pueden ser modeladas, suponiendo una densidad de empaque razonable. Una opción de procesamiento paralelo está disponible en el programa, por lo que la simulación se puede dividir entre varios procesadores conectados en red. Otras funciones opcionales incluyen el análisis térmico y de acoplamiento, el análisis de fluidos y de acoplamiento, un módulo de programación C++ y modelos de contacto definidos por el usuario.

PFC3D funciona, por defecto, en un modo impulsado por comandos, aunque también existe un menú para el manejo de archivos, generación de gráficas y la redirección de impresión. De cualquier modo, hay facilidades gráficas en *PFC3D* que permite generar rápidamente gráficos de alta resolución a color. Las presentaciones gráficas permiten al usuario ver el modelado durante la creación de material o en cualquier etapa durante la ejecución. El modelo puede ser trasladado, rotado y ampliado en la pantalla para una visión óptima. Se pueden hacer gráficos de perspectiva de las partículas, muros, contactos, fuerzas, desplazamientos, velocidades, entre otros. Todos los resultados graficados pueden ser exportados a un dispositivo en blanco y negro o a color, o a un archivo (en PostScript y varios formatos de mapas de bits).

5.2. Synthetic Rock Mass (SRM)

Un macizo rocoso sintético (SRM por sus siglas en inglés), es la representación de uno real en la computadora (Mas Ivars *et al.*, 2011). Al igual que éste último, está constituido por roca intacta y discontinuidades. En la Figura 5.1 se indican las componentes básicas de un SRM, que generarán una muestra que puede ser ensayada con tal de conocer su comportamiento. El detalle de cada una de estas componentes se expone en las siguientes secciones.

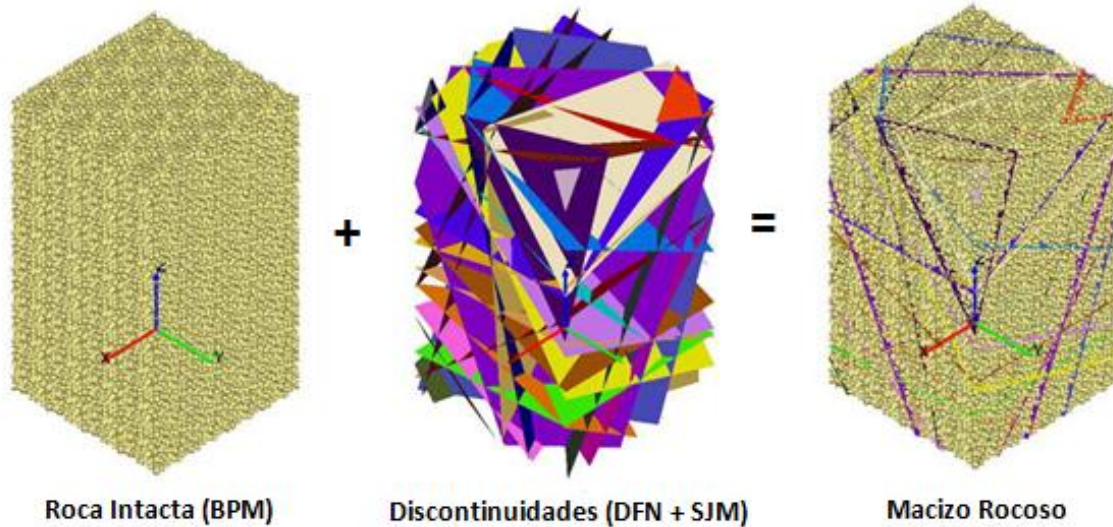


Figura 5.1: Componentes de un macizo rocoso sintético (Mas Ivars, 2011).

5.2.1. Representación de la roca intacta: Bonded Particle Model (BPM)

La roca intacta se representa en las muestras de SRM por el modelo de partículas enlazadas para rocas (Potyondy y Cundall, 2004). EL BPM representa la roca como partículas (granos) rígidas circulares (2D) o esféricas (3D) vinculada en sus contactos por enlaces paralelos (cemento).

5.2.1.1. Granos

Para el caso de las partículas, o granos, la interacción entre estos queda condicionada por el contacto entre ellos, la cual genera una fuerza F_i (Figura 5.2). Si sólo existieran partículas y no cemento entre ellas, estas esferas podrían moverse independientes unas de otras y sólo interactuar en un punto de contacto, que puede verse como un resorte, con una rigidez normal y otra de corte y un coeficiente de fricción.

Estando en compresión, las partículas del modelo pueden traslaparse en su punto de contacto, a pesar de ser cuerpos rígidos. Adicionalmente, los enlaces entre partículas pueden fallar por tracción, o por corte en el caso de que las partículas roten (ya que no existe resistencia al momento si no existe un bond o “vínculo” o “enlace”) o estén cizallándose.

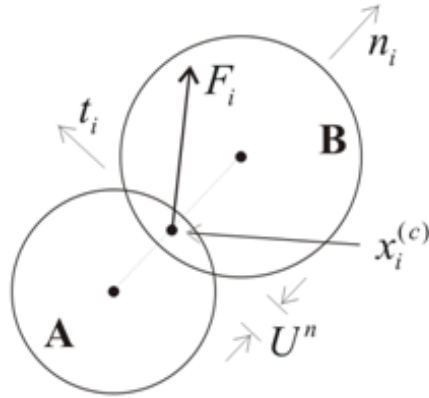


Figura 5.2: Propiedades de las partículas en BPM. Se representan dos partículas (A y B), y la fuerza F_i resultante de la reacción entre ellas (modificado de Potyondy y Cundall, 2004).

Considerando lo anteriormente dicho, en este modelo las propiedades que regirán el comportamiento de las partículas son:

Tabla 5.1: Propiedades que caracterizan a las partículas en BPM.

E	: Módulo de deformación de las partículas [GPa].
k^n/k^s	: Razón entre la rigidez normal y la de corte de las partículas.
ρ	: Densidad de las partículas [kg/m^3].
μ	: Coeficiente de fricción entre las partículas.
D	: Diámetro medio de las partículas, asumiendo una distribución uniforme [m].
D_{\max}/D_{\min}	: Razón entre los diámetros máximo y mínimo de las partículas. Afecta al empaquetamiento de las partículas.

De los parámetros anteriores, y luego de la realización de varias simulaciones, se ha observado que el valor del coeficiente de fricción entre partículas no tiene una influencia muy significativa en los resultados, por lo que se aconseja utilizar un ángulo de fricción de 67° (ángulo típico entre materiales sueltos angulares) para comenzar a calibrar. Por otro lado, la razón entre D_{\max}/D_{\min} se relaciona con el empaquetamiento de las partículas, recomendándose el uso del valor 1.66, por generar una respuesta aceptable por parte de la muestra ensayada (esperable en un ensayo de laboratorio) (Potyondy y Cundall, 2004).

5.2.1.2. Cemento (o enlace paralelo)

El enlace paralelo actúa al mismo tiempo que el contacto entre las partículas. Consiste en una región rectangular con cierta rigidez normal y de corte, que establece una relación elástica entre las partículas que pueden deslizarse entre sí. Ya que se tiene un área finita, este contacto puede resistir rotaciones. En la Figura 5.3, se muestra un contacto paralelo entre dos partículas, siendo \bar{F}_i la fuerza total, y \bar{M}_i , el momento (acción del cemento sobre la partícula B).

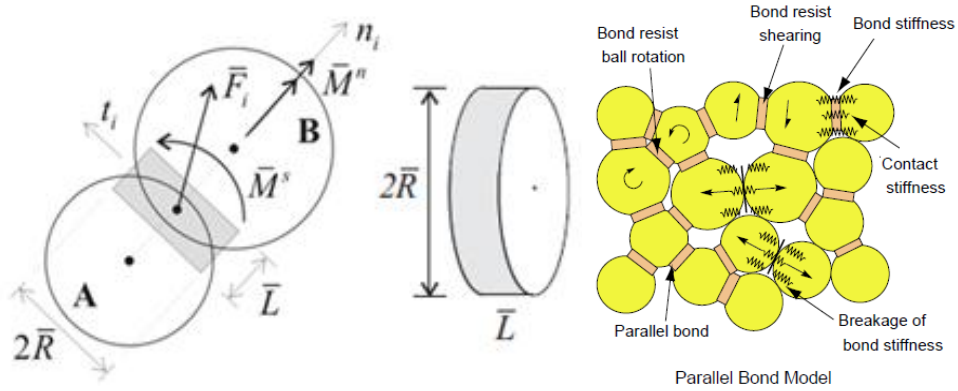


Figura 5.3: Propiedades del cemento (o enlace paralelo) en el modelo BPM (Potyondy y Cundall, 2004).

Este contacto paralelo (tal como se ve en la Figura 5.3) corresponde a un disco de ancho \bar{L} , que es muy cercano a cero, y de radio $\bar{R} = \bar{\lambda} \min(R^A, R^B)$ que depende de un factor $\bar{\lambda}$. La resistencia a la tracción y al corte del contacto paralelo, se obtienen de las siguientes relaciones:

$$\bar{\sigma}^{\max} = \frac{-\bar{F}_i^n}{A} + \bar{\beta} \frac{|\bar{M}_i^s|}{I} \bar{R}$$

$$\bar{\tau}^{\max} = \frac{|\bar{F}_i^s|}{A} + \bar{\beta} \frac{|\bar{M}_i^n|}{J} \bar{R}$$

En donde, A es el área, I el momento de inercia y J el momento polar de inercia del vínculo, el parámetro $\bar{\beta}$ es un factor de contribución del momento, y se considera igual a 1. Si el esfuerzo en este contacto paralelo supera la resistencia a la tracción ($\bar{\sigma}^{\max} \geq \bar{\sigma}_c$) o al corte ($\bar{\tau}^{\max} \geq \bar{\tau}_c$), entonces éste se romperá.

Además, este vínculo se caracteriza por microparámetros que indican deformación, como lo son la rigidez normal y de corte por unidad de área. Estos valores dependen directamente del módulo de Young del cemento (\bar{E}_c), mientras que la razón entre \bar{k}^n/\bar{k}^s se relaciona con el valor macroscópico del módulo de Poisson.

Algunas limitaciones de este modelo son:

- No es capaz de reproducir ángulos de fricción macro mayores a 30°
- No reproduce razones entre UCS y resistencia a la tracción superiores a 4 en el caso de 3D, o razón mayor a 6 en el 2D, debido a que si se ajusta la resistencia a la compresión uniaxial, se obtiene una resistencia a la tracción mucho mayor que la real.

5.2.1.3. Mejoras aplicadas al modelo (Enhanced BPM)

Para mejorar las limitaciones antes mencionadas, es necesario cambiar la forma de las partículas (Cho *et al.*, 2007; Potyondy y Cundall, 2004). Se han encontrado dos maneras efectivas de modelar granos de forma irregular: formando un clúster o un clump de partículas esféricas. En el primer caso, dentro de un clúster, la resistencia de sus contactos puede ser diferente a la resistencia de contactos con otros clústeres. En el segundo caso, el cuál se trata de un grupo de partículas unidas entre sí que se comporta como un sólido rígido que puede deformarse, los contactos dentro de él no pueden romperse (Figura 5.4).

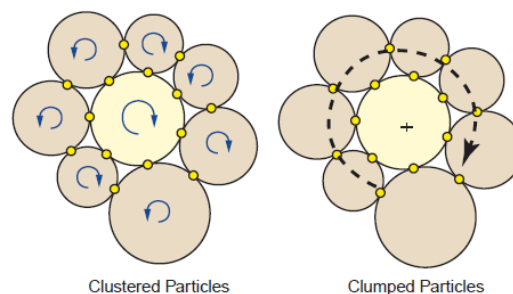


Figura 5.4: Mecanismos de rotación entre partículas que forman un clúster y un clump (Cho *et al.*, 2007).

Para mejorar el BPM, sin tener que recurrir a clumps o clústeres, se realizan modificaciones al enlace paralelo con las cuales se eliminan las limitaciones mencionadas, dando paso a la versión mejorada del modelo BPM. Los cambios realizados son:

- 1) Respecto del criterio utilizado para determinar la resistencia de tracción y de corte, se propone que el parámetro $\bar{\beta}$ señalado anteriormente como de contribución del momento, pueda tomar valores entre 0 y 1. En esta versión, se aconseja utilizar un valor $\bar{\beta} = 0$ para que no haya contribución del momento, ya que se requiere realizar un mayor número de simulaciones para clarificar cual es el real efecto de hacer este cambio. Es importante tener en cuenta que si bien no se considera el momento para determinar el esfuerzo máximo, si se considera en el traspaso de cargas.
- 2) Además, se utiliza el criterio de falla de Mohr-Coulomb, el cual considera que la resistencia al corte de un enlace paralelo es función de la cohesión (\bar{c}), ángulo de fricción ($\bar{\phi}$) y del esfuerzo de confinamiento.

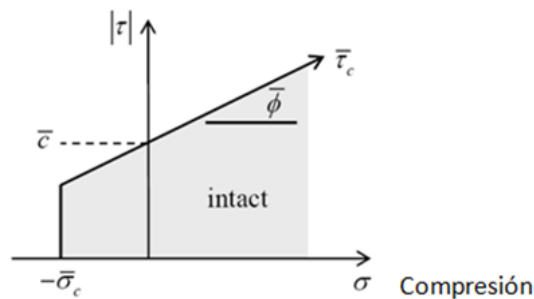


Figura 5.5: Envoltorio de falla de Mohr Coulomb para un contacto paralelo.

- 3) Por último, se determina un nuevo modo de transferencia de carga al romperse un contacto paralelo. El modelo BPM estándar considera que la carga es repartida entre los contactos entre partículas y los enlaces paralelos, mientras que el BPM mejorado considera que los enlaces paralelos soportan toda la carga hasta fallar y luego la traspasan a los contactos entre partículas. Esta modificación se logra utilizando un valor distinto de cero en el parámetro B_{pb_all} .

Cabe destacar que estas variaciones propuestas para el modelo BPM, ahora denominado Enhanced BPM, aún se encuentran en etapa de pruebas para ver la sensibilidad de los nuevos parámetros introducidos. Las propiedades del cemento (o enlace paralelo), tanto para el modelo estándar como para el mejorado (Enhanced BPM), se resumen a continuación:

Tabla 5.2: Propiedades que caracterizan al contacto paralelo, tanto en el modelo BPM como en el Enhanced BPM.

$\bar{\sigma}_c$ o S_n	: Resistencia a la tracción del contacto paralelo. Sigue una distribución normal, por lo que se debe especificar la media y la desviación estándar [MPa].
$\bar{\tau}_c$ o S_s	: Resistencia al corte del cemento, en el Standard BPM, debe especificarse la media y la desviación estándar [MPa] (considerándose $\bar{c} = \bar{\tau}_c$ y $\bar{\phi} = 0$). Mientras que en el Enhanced BPM, se utiliza directamente el modelo de Mohr – Coulomb, por lo que debe especificarse la media y desviación estándar de la cohesión (\bar{c}) y el ángulo de fricción ($\bar{\phi}$).
\bar{E}_c	: Módulo de deformación del cemento [GPa].
\bar{k}^n / \bar{k}^s	: Razón entre la rigidez normal y la de corte del cemento.
$\bar{\beta}$: Factor de contribución del momento en el esfuerzo máximo. En el Standard BPM contribuye ($\bar{\beta} = 1$), mientras que en el Enhanced BPM no ($\bar{\beta} = 0$).
B_{pb_all}	: Parámetro que establece el modo de transferencia de carga. En el Standard BPM los contactos paralelos y los contactos entre partículas soportan carga al mismo tiempo (False), mientras que en el Enhanced BPM la carga es soportada por los contactos paralelos hasta la falla y luego transferido a los otros contactos (True).
$\bar{\lambda}$: Factor multiplicador del radio. Se recomienda utilizar un valor igual a 1.

En el modelo estándar, los contactos entre partículas y los enlaces paralelos actúan en paralelo, por lo que las rigideces \bar{k}^n y \bar{k}^s deben ser iguales a las de las partículas k^n y k^s . Por otro lado, en el Enhanced BPM, las rigideces \bar{k}^n y \bar{k}^s deben ser mayores que las de las partículas k^n y k^s , de modo que la respuesta sea menos rígida al romper los enlaces paralelos. Esto se debe a que primero se rompe el enlace y luego se moviliza el contacto.

5.2.2. Representación de las discontinuidades

El comportamiento de un macizo rocoso depende de la red de discontinuidades in situ. El efecto de debilitamiento y reblandecimiento producido por las discontinuidades en la roca depende de su orientación, densidad, tamaño, resistencia y rigidez. La fragilidad y fragmentación del macizo rocoso primario también dependerán del carácter de la fractura in situ. Las características geométricas y las propiedades mecánicas de las discontinuidades in situ determinarán si el macizo rocoso se comporta anisótricamente y será la causa principal de efecto de escala, a tamaños de 10-100 metros. Estas discontinuidades se representan a través de un Discrete Fracture Network (DFN), que modela la geometría de las fracturas y su ubicación en el espacio, y un *Smooth joint Contact Model* (SJM) que representa el comportamiento de cada una de las fracturas.

5.2.2.1. Discrete Fracture Network (DFN)

El DFN se genera a partir de información obtenida en terreno, como sondajes, túneles, líneas de detalle o ventanas de mapeo, y luego importadas a muestras de SRM. Para que un DFN sea representativo, debe ser calibrado para obtener una cierta frecuencia de fractura aparente y distribución de orientaciones. La distribución de tamaños de fracturas se debe ajustar para que sea consistente con las observaciones de carácter cualitativo (información que normalmente es muy pobre). Si existen distintos dominios (geotécnicos, litológicos, de fracturamiento), debe generarse un DFN por cada uno de ellos, o si dentro de un mismo dominio existe mucha variabilidad en las discontinuidades, deben trabajarse por separado.

Algunas propiedades que describen al DFN son el P_{10} y el P_{32} , que indican frecuencia de fracturas por metro y superficie de fractura por volumen respectivamente. El P_{10} es anisotrópico, dependiendo de la dirección en la que se mide y determina cual es el tamaño de un bloque promedio dentro de la muestra.

El volumen en el cual se contiene un DFN debe tener un tamaño lo suficientemente grande, con el fin de permitir que la geometría de las discontinuidades en una muestra de SRM no presente efectos de borde (debido a que las discontinuidades fueron truncadas).

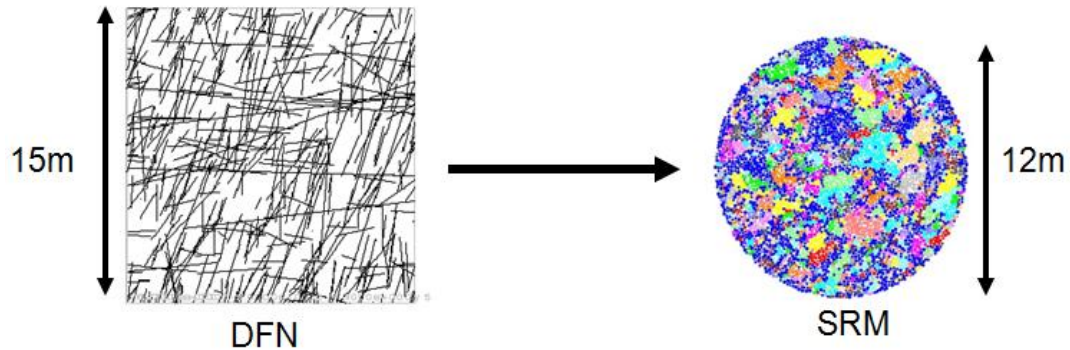


Figura 5.6: Representación de una Discrete Fracture Network (Mas Ivars, 2011).

El modelo de fractura es representado por discos, siendo cada uno de estos una discontinuidad. Las propiedades que describen a cada uno de estos discos se presentan en la Tabla 5.3:

Tabla 5.3: Propiedades que caracterizan la geometría del modelo de fractura.

Posición	: Coordenadas del centro del disco (x, y, z).
Radio	: Radio del disco que representa a la discontinuidad [m].
Dip/dipdir	: Orientación de la discontinuidad [°].

Al momento de crear un DFN se considera la interacción entre discontinuidades y el orden en el cual fueron apareciendo, ya que en la naturaleza estas fracturas se crean bajo mecanismos específicos de esfuerzos asociados a eventos geológicos. Si no se dispone de información geológica, se puede realizar un análisis de sensibilidad con realizaciones aleatorias, con tal de obtener los resultados deseados.

Los parámetros que caracterizan al DFN se describen en la Tabla 5.4:

Tabla 5.4: Propiedades que caracterizan un DFN.

nJoints	: Número total de discontinuidades que tiene el DFN.
nJoints Sets	: Número de set de propiedades distintas, perteneciendo cada uno a un dominio diferente.
Center	: Centro del sistema, estimado como el promedio del centro de cada discontinuidad, ponderada por el inverso de su tamaño.
P₁₀ (x,y,z)	: Densidad de fracturas en 1D, definiéndose en cada dirección (x, y, z). Se considera que estas tres pasan por el origen del sistema de discontinuidades.
Size	: Volumen incluido por el DFN, se calcula como el paralelepípedo más pequeño que toca todas las discontinuidades. Este volumen se centra en el centro del DFN.

Teóricamente no existe un límite de discontinuidades que pueden insertarse en un SRM, pero si es importante tener en cuenta la cantidad de partículas y la resolución de la muestra. Tal como se menciona anteriormente, es recomendable que existan al menos 6 partículas a lo largo de un bloque promedio, pero también se podría considerar esa resolución a lo largo de la fractura más pequeña, de modo de asegurar un cierto número de partículas entre discontinuidades.

5.2.2.2. *Smooth Joint Contact Model (SJM)*

La representación de interfaces en modelos numéricos consistentes en arreglos de discos o esferas enlazadas es problemática debido a la rugosidad inherente (o *protuberancias*) de las superficies de la interfaz (Figura 5.7 (a)). Para evitar este problema, se pueden utilizar pequeñas partículas para representar una banda de material con baja resistencia y rigidez, con numerosas partículas a través de ella (Kulatilake *et al.* 2001; Park *et al.* 2004), pero esto no es factible cuando el modelo requiere un gran número de interfaces. Por esto mismo, se diseñó un modelo capaz de simular el comportamiento de una discontinuidad, que no tenga en consideración el efecto de esa rugosidad inherente. El *Smooth Joint Contact Model (SJM)* fue propuesto por Cundall en el año 2005 (Mas Ivars *et al.*, 2008; Potyondy *et al.*, 2010), el cual simula el comportamiento de una interfaz (o contacto), como una superficie lisa, sin importar la orientación local del contacto de la partícula a través de ésta (Figura 5.8). Lo anterior permite que pares de partículas que se encuentran unidas por un SJM, puedan superponerse y “deslizarse” entre sí, en vez de ser forzadas a moverse alrededor de la otra, evitando el problema de las *protuberancias*. El modelo, además, permite la inclusión de miles de *joints* no persistentes en los modelos de *PFC3D* de manera más sencilla (Figura 5.7 (b)).

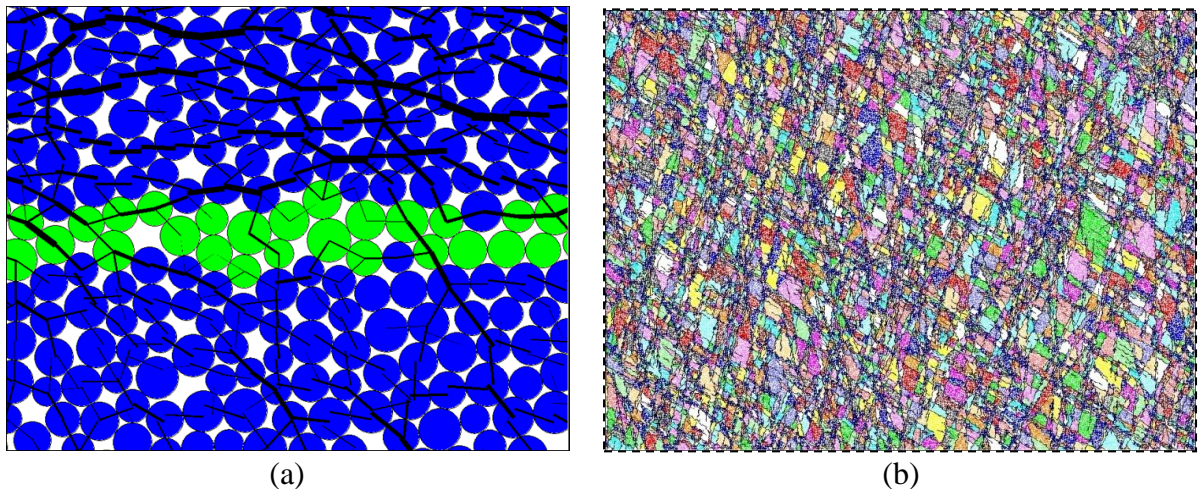


Figura 5.7: (a) Forma tradicional de representar interfaces en modelos basados en partículas (“*joint con protuberancias*” en verde). (Mas Ivars, 2010); (b) Esquema de un macizo rocoso con numerosas *smooth joint*.

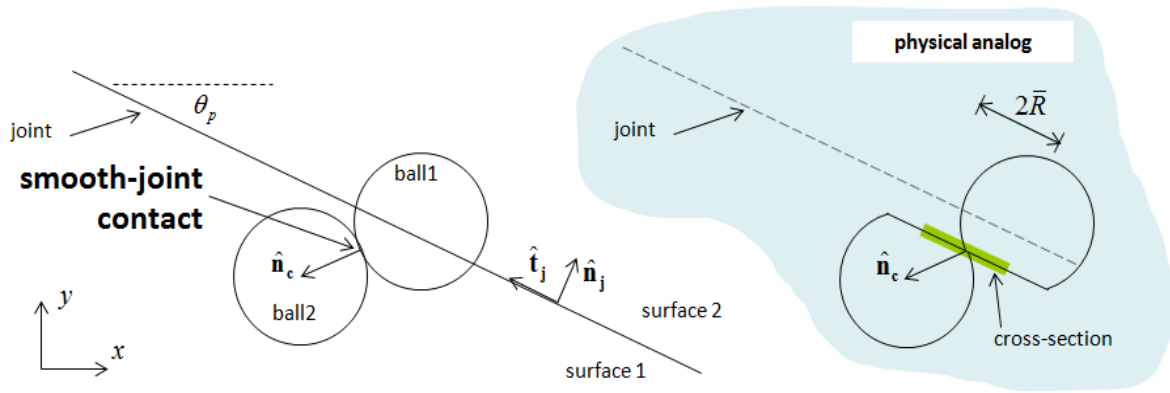


Figura 5.8: Representación del *Smooth Joint Contact Model* (Mas Ivars, 2010).

La geometría efectiva del *joint* consiste en dos superficies planares. Las dos partículas en contacto están permanentemente asociadas con las dos superficies, una por lado. Durante cada paso, el incremento de desplazamiento de traslación relativo entre las dos superficies de las partículas es separado en componentes normal y tangencial a las superficies del *joint*. Estas componentes son multiplicadas por las rigideces normal y de cizalle del *smooth joint*, para producir incrementos en la fuerza del *joint* (Mas Ivars, 2010). Para mayor información, Potyondy *et al.* (2010) presentan una detallada descripción del SJM, tanto de sus capacidades y limitaciones, como estudios que corroboran el modelo.

La Tabla 5.5 muestra las propiedades de un *Smooth joint Contact Model* (Vallejos y Suzuki, 2011).

Tabla 5.5: Propiedades que caracterizan un *Smooth joint Contact Model*.

Dip/Dipdir	: Orientación de la discontinuidad [°].
\bar{k}_n y \bar{k}_s	: Rigidez normal y de corte por unidad de área [esfuerzo/desplazamiento].
$\bar{\lambda}$: Factor multiplicador del radio.
μ	: Coeficiente de fricción.
ψ	: Ángulo de dilatancia [°].
M	: Modo de contacto { 0 – sin contacto, ni hay falla 1 – sin contacto, falla por tracción 2 – sin contacto, falla por corte 3 – con contacto, para estructuras cerradas
σ_c	: Resistencia a la tracción ($\sigma_c \geq 0$) [esfuerzo].
c_b	: Cohesión del contacto ($c_b \geq 0$) [esfuerzo].
ϕ_b	: Ángulo de fricción del contacto ($\phi_b \geq 0$) [°].
B_l	: Indicador de grandes deformaciones ($B_l \neq 0$ es verdadero).

5.3. El programa SRMLab de Itasca™

Itasca™ se encuentra actualmente desarrollando una interfaz que implementa todos estos códigos y modelaciones mencionadas en las secciones anteriores (*PFC3D*, SRM, BPM, DFN y SJM), en la cual el usuario puede construir una probeta según su conveniencia, mediante el programa *PFC3D* y el método BPM, asignarle los diversos parámetros ya tratados, e incorporarle discontinuidades a través de las DFN, especificando sus propiedades individuales con el SJM. Todo esto genera finalmente el modelo de SRM. A continuación se muestran capturas del programa, y su correspondiente explicación.

En la Figura 5.9, se tiene una vista general de programa SRMLab, correspondiente a la sección de creación de materiales, los cuales posteriormente se ensayarán. Cada uno de los parámetros de la derecha en esta sección, es manejable por el usuario para ingresar el valor deseado (Tablas 5.1 y 5.2). Es importante mencionar la influencia del parámetro *seed* (o *seed number*), el cual no se había nombrado anteriormente. Éste se refiere a la forma en que estarán empaquetadas las partículas dentro del arreglo generado por el programa. Si bien a primera instancia se puede pensar que esto influirá en el resultado final del ensayo, en un capítulo posterior (Sección 6.3.4) se demostrará que no existe mayor incidencia del número que se elija para este parámetro, por lo cual siempre se trabajará con el valor por defecto que viene en el programa. Esto último, sin embargo, no es del todo cierto, y estará condicionado al número de partículas que se tenga en la probeta ensayada. Si ésta posee pocas partículas, entonces al generarse muestras con diferentes *seed number* y hacer ensayos con ellas, se verían resultados muy dispares entre sí. En este trabajo, la cantidad de partículas utilizadas es suficiente para obviar este efecto.



Figura 5.9: Vista del programa SRMLab, correspondiente a la sección de generación de material.

Si se desea incluir discontinuidades en el ensayo a realizar, el programa solicitará un archivo de entrada con la geometría de éstas (Tablas 5.3 y 5.4), el tamaño de bloque promedio en donde se encuentran ellas (en este trabajo, siempre se dejó el valor por defecto que venía en el programa, ya que se simuló una escala pequeña), y un archivo con los valores de las propiedades del *joint* (Tabla 5.5).

El programa SRMLab requiere de dos archivos para la generación de una discontinuidad mediante los modelos de DFN y SJM, ambos en formato ASCII. El primero corresponde a la geometría de la discontinuidad. Existen varios formatos disponibles: Fracman Disks, Fishlab Disks o Itasca Disks, siendo este último el utilizado en este trabajo. Los parámetros que debe contener el archivo son su posición espacial (en un sistema cartesiano), y su dip y dip direction. Dentro de un mismo archivo se puede indicar más de un set de discontinuidades (mayores detalles Manual de Usuario v1.0 de Synthetic Rock Mass (SRM), 2011). El segundo archivo es el que le asigna todas las propiedades a la discontinuidad creada. Los parámetros ingresados son: rigidez normal \bar{k}_n y de corte \bar{k}_s , coeficiente de fricción μ , ángulo de dilatación ψ , modo de contacto M , resistencia a la tracción σ_c , cohesión del contacto c_b , ángulo de fricción del contacto ϕ_b , y el número del set de *joint*.

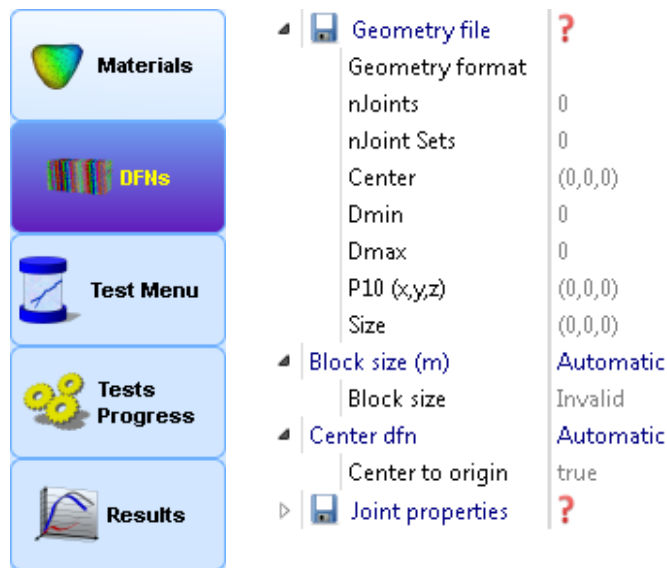


Figura 5.10: Vista del programa SRMLab, correspondiente a la sección de ingreso de DFNs.

SRMLab permite efectuar simulaciones de ensayos de tensión, corte directo, resistencia a la compresión uniaxial y triaxial, entre otros, en donde se debe definir la dirección de ensayo de la muestra, los criterios de término (entre la caída del *stress peak*, máximo *stress* soportado, máximo daño permitido en la muestra, máximo *strain*, duración del ensayo después de alcanzar el *peak* de *stress*), el control de la tasa de *strain* (qué tan rápido se efectúa el ensayo) y diversas opciones del grabado de información durante el proceso de simulación, así como otras propiedades que permanecieron con valores por defecto en las simulaciones de este trabajo (Figura 5.11). Adicionalmente, al seleccionar un ensayo en el cual se deba controlar el confinamiento (corte directo o triaxial, por ejemplo), aparece la opción correspondiente para seleccionar el valor deseado.



Figura 5.11: Vista del programa SRMLab, correspondiente a la creación de ensayos.

6. METODOLOGÍA Y RESULTADOS

6.1. Introducción

Como se ha indicado anteriormente, lo que se busca alcanzar en esta fase es replicar, mediante el programa *PFC3D*, ensayos de tensión y de corte directo efectuados previamente por El Teniente, y de los cuales se tiene el análisis de laboratorio (el detalle de los mismos se encuentran en el Anexo B). Para dicha replicación de resultados, es necesario efectuar una calibración adecuada en el programa SRMLab de varios microparámetros, tanto para el material que se genere, como para el SJM empleado (el detalle de estos parámetros se encontrará en las próximas subsecciones). Se explicará, con detalle, de qué manera se debe proceder, las consideraciones que se deben tener, y la serie de pasos lógicos, para asegurar una correcta calibración. Se anticipa que toda la metodología realizada se puede emplear en casos que se busquen resultados similares.

6.2. Data previa

Las simulaciones que se realizaron, mostrados en las siguientes secciones, buscan reproducir los resultados obtenidos en los ensayos de laboratorio realizados por El Teniente, considerando una base de datos de ensayos tipo brasilero, de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y triaxial, además del reporte del SP Technical Research Institute of Sweden (2010, Anexo C), en donde se encuentran los ensayos de tensión y corte directo a calibrar. Estos ensayos fueron realizados el mes de enero de 2009 (tensión directa), durante los años 2003 y 2009 (UCS) y en los años 89-90 y 99 (triaxiales). La recopilación de los mismos fue realizada por De Los Santos (2011), el cual

proveyó el resumen de estos para su utilización en esta fase de calibración; dicho resumen se puede encontrar en el Anexo B. Es importante destacar que se realizaron las siguientes consideraciones:

- 1) Se seleccionaron de entre todos los ensayos, tan solo aquellos que presentaran fractura por la roca intacta y no por las vetillas que pudiera presentar la probeta ensayada, ya que para la fase de calibración de roca intacta es exactamente esto lo que se quiere replicar: el comportamiento de la roca sin sus discontinuidades.
- 2) Para el caso de los ensayos UCS, debido a que los datos poseían gran dispersión en cuanto a los radios de las muestras ensayadas, se decidió normalizar a UCS₅₀ mediante la relación empírica propuesta por Hoek y Brown (1980):

$$\sigma_c = \sigma_{c,50} \left(\frac{d}{50}\right)^{-0,18} \text{ o bien } \sigma_{c,50} = \sigma_c \left(\frac{d}{50}\right)^{0,18}$$

En donde, $\sigma_{c,50}$ es la resistencia a la compresión uniaxial de una muestra cilíndrica de diámetro 50 [mm], y σ_c es la resistencia de una muestra de diámetro d.

Posteriormente, utilizando el software RocLab, con los datos corregidos y seleccionados de la manera anteriormente dicha (detalle de dicha selección, en Anexo B), se obtuvieron los valores resistentes de la roca intacta (Figura 6.1). En particular, se consideraron 15 ensayos de tipo brasileño, 27 de resistencia a la compresión uniaxial y 41 de compresión triaxial. El resumen de los valores de los parámetros resistentes de la roca, relevantes para este trabajo de memoria, se encuentra disponible en la Tabla 6.1. Cabe destacar que debido a la estimación básica del módulo de deformación que entrega el programa RocLab, se decidió utilizar el calculado por Diederichs *et al.* (2007), utilizando una gran base de datos de ensayos (superior a la de este trabajo).

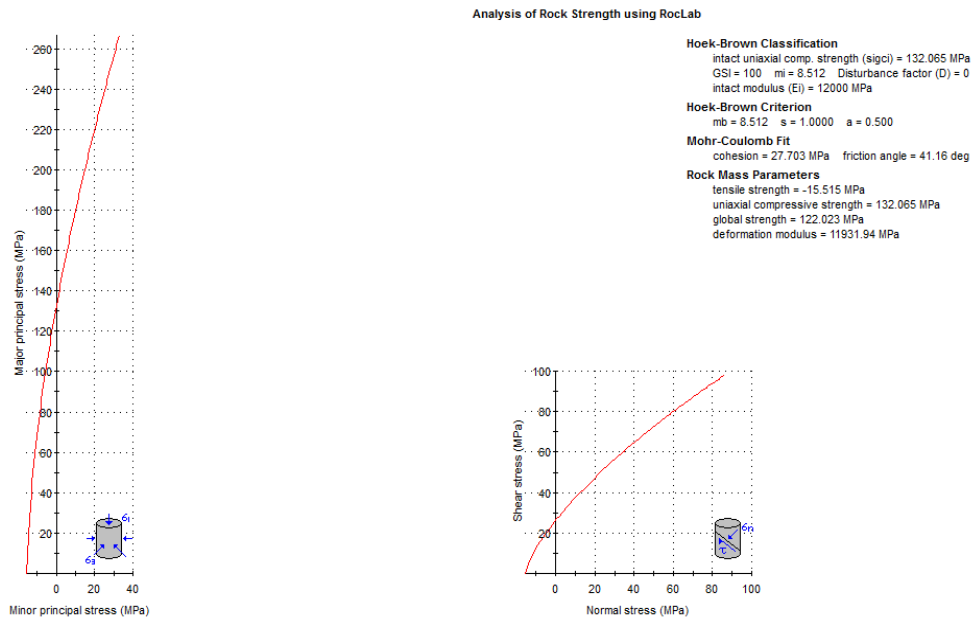


Figura 6.1: Resumen de ensayos realizados por El Teniente, graficados en RocLab. Para este cálculo fueron utilizados los ensayos en donde la roca no fallara por las discontinuidades presentes en ella. Se consideraron 15 ensayos de tipo brasilero, 27 de resistencia a la compresión uniaxial y 41 de compresión triaxial.

Tabla 6.1: Valores resistentes y de deformación de la roca intacta, estimados con el programa RocLab. Solo se han incluido los relevantes para la fase de calibración de la roca intacta.

Tensile Strength (MPa)	15.5
UCS (MPa)	132
E (GPa)	60
Ángulo de fricción interna ϕ (°)	41

6.3. Calibración de roca intacta

Para realizar la calibración de roca intacta, usando el modelo BPM con enlaces mejorados (enhanced model), es necesario seguir una serie de pasos, como se detalla en el Manual de Usuario v1.0 de Synthetic Rock Mass (SRM) (Vallejos y Suzuki, 2011). Estos consisten en:

1. Realizar un ensayo de tensión para determinar el valor del microparámetro S_n (resistencia a la tensión del contacto paralelo), utilizando la resistencia a la tracción macroscópica de la probeta. Es recomendable considerar que el valor de la desviación estándar es igual al 20% del valor de la media.
2. Realizar un ensayo de resistencia a la compresión uniaxial para determinar los microparámetros $Ball E$ (módulo de elasticidad de las partículas) y $Bond E_c$ (módulo de elasticidad de los enlaces), considerando que se cumple la siguiente relación entre ellos:

$$Bond E_c = (1.3 - 1.4) Ball E$$

Además, se hace una calibración preliminar de la resistencia al corte de los contactos, determinando la cohesión micro \bar{c} y comenzando con un ángulo de fricción $\bar{\phi}$ igual a 0. Es recomendable considerar el valor de la desviación estándar de \bar{c} igual al 20% del valor de la media.

3. Realizar ensayos de compresión triaxial para obtener la envolvente de ruptura completa.
 - a. Si la envolvente es correcta, entonces la calibración habrá finalizado.
 - b. Si el ángulo de fricción macro es muy bajo, volver al punto dos y aumentar $\bar{\phi}$. Sólo se deberían cambiar los valores que determinan la resistencia al corte, es decir, \bar{c} y $\bar{\phi}$ (los valores de S_n , $Ball E$ y $Bond E_c$ no deberían cambiar).

Es importante destacar que para cada una de las simulaciones, se debe generar un material con la geometría de la muestra a ensayar, además de los valores de los microparámetros que interesan, o bien utilizar un material ya construido anteriormente. Como ejemplo, para el caso del ensayo de tensión, se crea el material *RADIOI* (Tabla 6.3), con un valor asignado para S_n igual a 30 GPa y con valores geométricos expuestos en la Tabla 6.2. Luego, se realizan ensayos de tensión con cada uno de estos materiales, y se comparan los valores obtenidos mediante este proceso, con los correspondientes a los ensayos reales (en este caso, la resistencia a la tensión, de 15.5 MPa). De ser iguales, el valor del microparámetro del material será el buscado y quedará fijo para las simulaciones de las fases siguientes (para el ensayo de resistencia a la compresión uniaxial, según el ejemplo).

6.3.1. Ensayo de Tensión

6.3.1.1. Determinación de *strain rate*

Antes de realizar los ensayos para comenzar la calibración, se efectuaron una serie de simulaciones para determinar el valor de *strain rate* (tasa de deformación, que controla la velocidad con que se realiza el ensayo) y se concluyó que a contar del valor 10^{-5} (valor por defecto en el programa), los resultados obtenidos no variaban significativamente, quedando entonces todos los ensayos futuros sujetos a esta tasa, a menos que se mencione lo contrario. Lo anterior se llevó a cabo para optimizar las simulaciones, ya que a menor *strain rate*, mayor es el tiempo que le toma a la computadora finalizar la simulación.

6.3.1.2. Fase de simulación

Como ya se mencionó en la sección anterior, al generar un material en SRMLab, es necesario asignarle una serie de características para definir su geometría, en particular, la forma de la probeta ensayada, su eje predominante, la forma de la muestra, la razón de aspecto entre su ancho y alto, su ancho, y el diámetro de partícula que tendrán los granos que la compongan.

La Tabla 6.2 expone todas estas medidas antes mencionadas, las cuales se mantuvieron constantes a lo largo de todos los ensayos de tensión y de resistencia a la compresión uniaxial realizados en las primeras fases de este trabajo.

Tabla 6.2: Valores geométricos generales para los materiales definidos en los ensayos de tensión y UCS.

Shape	Axis	Aspect Ratio (height/width)	Width (m)	Particle Diameter (m)	Particles (approx)
Cylinder	3 (eje Z)	2.1	0.05	0.004	5091

Con estas dimensiones de probeta y el diámetro medio de las partículas, se aseguró tener más de 12 partículas en el ancho de la probeta. Esto es suficiente para garantizar que no exista variabilidad entre diferentes realizaciones de empaquetamientos que se pudieran efectuar. Si hubieran menos de seis partículas en el ancho de la probeta, entonces los resultados variarían

mucho de una realización de empaquetamiento de partículas a otra y se tendría que hacer por lo menos diez o veinte realizaciones en cada caso (recordar que la realización de empaquetamiento está condicionada por el seed number que se elija, y en este caso se mantuvo constante, el valor por default que proveía el programa: 1234).

Inicialmente se crearon 7 materiales, numerados de “RADIO1” a “RADIO7”, correlativamente. El detalle se encuentra en la Tabla 6.3.

Tabla 6.3: Parámetros utilizados en materiales generados, correspondientes al menú Material de SRMLab. Cabe destacar que solo se varió el valor de la micropropiedad S_n (y su correspondiente desviación estándar), ya que se buscaba el valor óptimo de la misma que entregara idéntico resultado al de los ensayos de tensión efectuados en laboratorio.

Material	RADIO1	RADIO2	RADIO3	RADIO4	RADIO5	RADIO6	RADIO7
Ball E (GPa)	75	75	75	75	75	75	75
Ball Krat	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5
Ball Density (kg/m3)	3149	3149	3149	3149	3149	3149	3149
Ball Friction	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5
Ball Rrat	1.66	1.66	1.66	1.66	1.66	1.66	1.66
S_n (MPa)	30	35	40	45	50	55	60
S_n std (MPa)	6	7	8	9	10	11	12
Beta	0	0	0	0	0	0	0
pAll	True	True	True	True	True	True	True
Cohesion (MPa)	75	75	75	75	75	75	75
Cohesion std (MPa)	15	15	15	15	15	15	15
F. Angle (deg)	0	0	0	0	0	0	0
Bond Ec (GPa)	75	75	75	75	75	75	75
Bond Krat	5.01	5.01	5.01	5.01	5.01	5.01	5.01
Bond Rmult	1	1	1	1	1	1	1
Seed	1234	1234	1234	1234	1234	1234	1234
P-bricks	Automatic	Automatic	Automatic	Automatic	Automatic	Automatic	Automatic
Use bricks	True	True	True	True	True	True	True

Luego de llevarse a cabo las simulaciones, los resultados obtenidos fueron los siguientes:

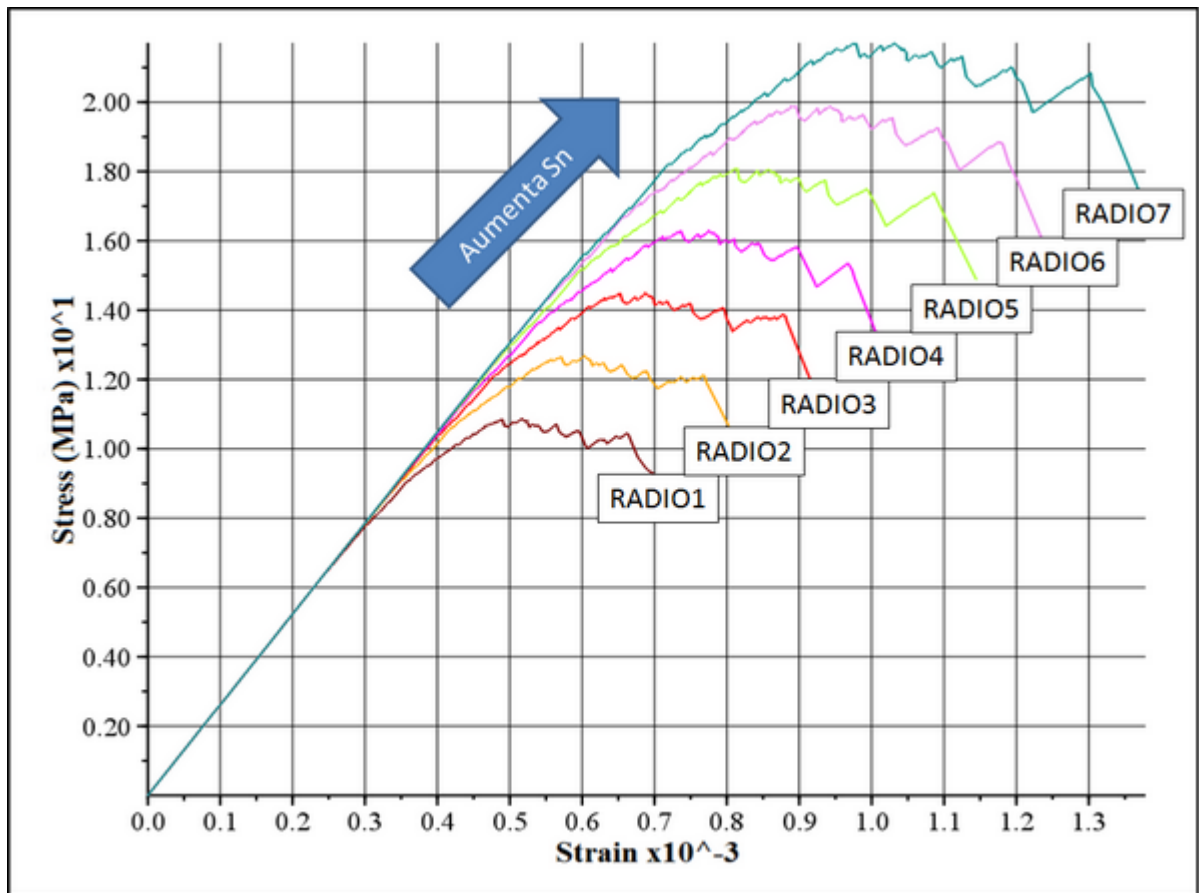


Figura 6.2: Gráfico *stress versus strain*, obtenido al ensayar los materiales RADIO1 (bermellón), RADIO2 (anaranjado), RADIO3 (rojo), RADIO4 (fucsia), RADIO5 (amarillo), RADIO6 (rosado) y RADIO7 (verde). Se aprecia que al aumentar el valor de S_n , el valor del *peak* de *stress* aumenta en la misma proporción.

Considerando entonces los valores para la resistencia a la tensión indicados en la Tabla 6.1, en la Sección 6.2, se tiene que el valor buscado para la tracción directa se encuentra entre RADIO3 y RADIO4.

Por lo anterior, se crean dos materiales nuevos, A1 y A2, respetando los mismos microparámetros anteriormente mencionados (Tablas 6.2 y 6.3), con valores de S_n de 42 y 43 MPa, respectivamente. El resultado de estas simulaciones se aprecia en la Figura 6.3. Es importante mencionar que en este caso, para obtener un resultado más exacto, se decidió disminuir el *strain rate* de 10^{-5} a 10^{-6} .

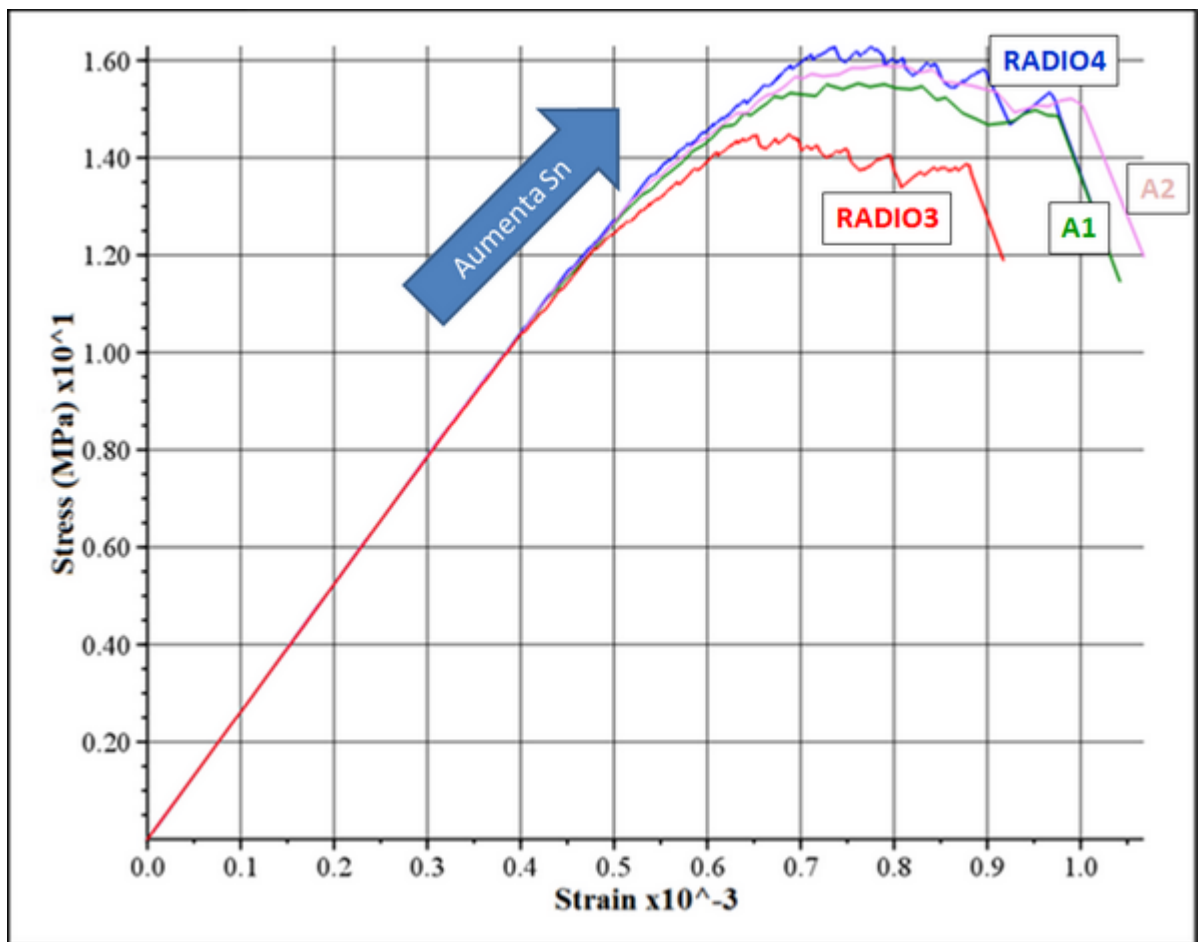


Figura 6.3: Resultados de segunda simulación para la determinación de S_n . RADIO3 en rojo, RADIO4 en azul, A1 en verde y A2 en rosado.

Con esto, el valor $S_n=43$ MPa (y su respectiva desviación estandar equivalente a 8.6 MPa), garantiza obtener el valor buscado para la resistencia a la tracción, el cual correspondía a 15 MPa (Tabla 6.1, Tensile Strenght).

6.3.2. Ensayo de resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

6.3.2.1. Primera Fase

Se generó una serie de materiales en esta fase, y posteriormente se les efectuó un ensayo UCS a cada uno de ellos, donde los resultados más relevantes, junto a los valores obtenidos se detallan en la Tabla 6.4. En esta fase solo se modificó el parámetro Ball E (y adicionalmente Bond Ec, el cual es $\text{Bond Ec} = 1.35 \times \text{Ball E}$); el de la *cohesión* permaneció constante e igual a 75 MPa (valor por defecto), y se usó el valor de S_n determinado en la fase previa. Cabe destacar que para obtener el módulo de deformación (E), se graficaron los valores de esfuerzo *versus* deformación

para cada uno de los materiales ensayados. De estos gráficos, se calculó la pendiente de la curva y se obtuvo la variación del módulo tangente, en función de la deformación. La Figura 6.4 muestra uno de estos gráficos. En éste, es posible reconocer una porción lineal de la curva, con la cual se puede calcular el módulo de deformación (E).

La Figura 6.5 detalla los resultados obtenidos. Se aprecia en ella que el valor de la resistencia a la compresión uniaxial no pasa en ningún momento de los 110 MPa, sin importar el valor que tome el módulo de deformación. Por lo mismo, se realizó una segunda fase de estas simulaciones, variando la *cohesión* de la muestra.

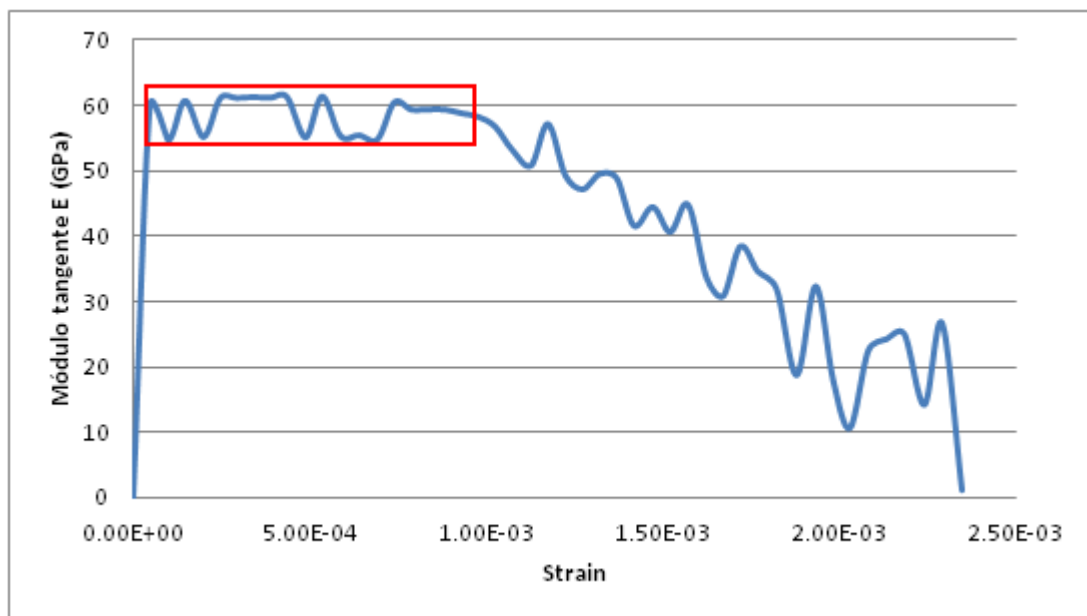


Figura 6.4: Deformación *versus* módulo tangente de deformación E (GPa), para el material MENOR1. El rectángulo rojo indica el comportamiento elástico del material, durante el ensayo (en un gráfico de *stress versus strain*, esto se vería como una curva con pendiente constante). Pasado el *peak* del ensayo, se experimenta una reducción del módulo tangente de deformación del material (que coincide con una caída de la curva en un gráfico de *stress versus strain*).

Tabla 6.4: Módulo de deformación de partículas (Ball E), calculado mediante el parámetro Módulo de Young para roca intacta (E). El parámetro módulo de elasticidad de enlaces (Bond E_c) se calculó considerando el valor de Ball E y multiplicándolo por un factor de 1.35 (Sección 6.2, punto (2)). Se destaca en amarillo el valor finalmente aceptado como correcto para continuar con el proceso de calibración.

Material	Ball E (GPa)	Bond E_c (GPa)	E (GPa)
Intact	12	16.2	6
Intact5	20	27	10
Intact10	30	40.5	15
MENOR5	80	108	40
MENOR4	90	121.5	45
MENOR3	100	135	49
MENOR2	110	148.5	54
MENOR1	120	162	60
MAYOR1	130	175.5	66
MAYOR2	140	189	69
MAYOR3	150	202.5	73
MAYOR4	160	216	80
MAYOR5	170	229.5	86

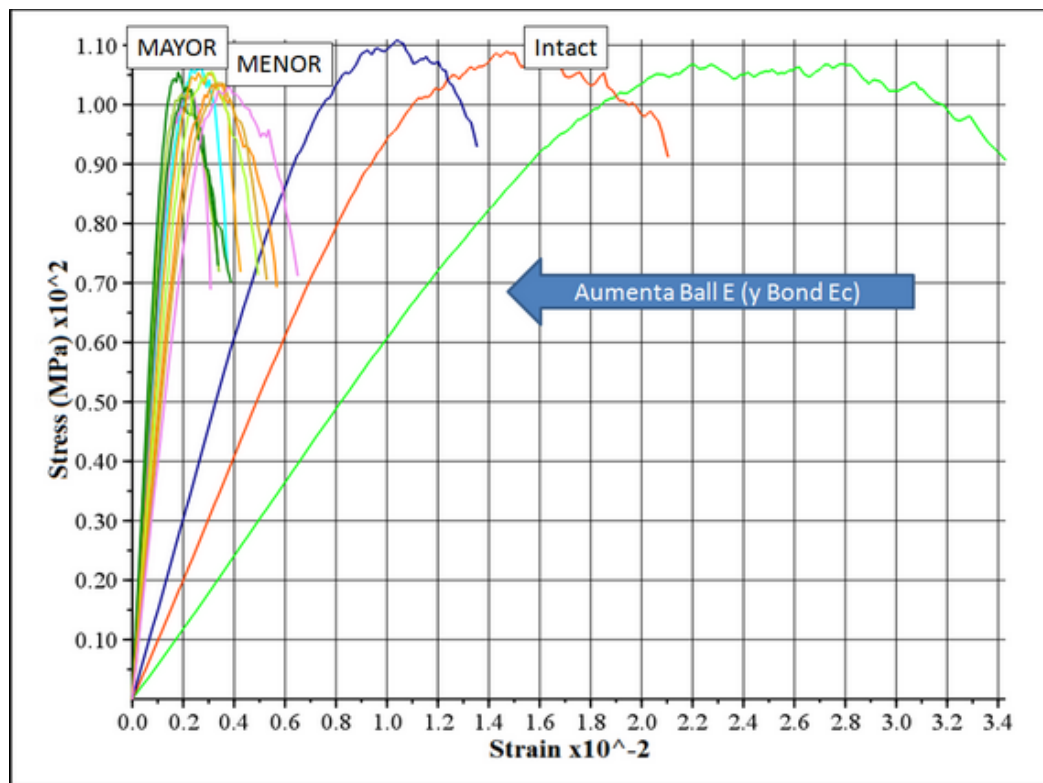


Figura 6.5: Simulación UCS con *cohesión* = 75 MPa y variación de Ball E y Bond E_c . De derecha (verde claro) a izquierda (verde oscuro), el rango de Ball E varía de 12 a 170 GPa (Para más detalle, ver Tabla 6.4).

De lo anterior, se concluye que el valor buscado para E (60 GPa), es el alcanzado por el material MENOR1, con Ball E igual a 120 GPa. De aquí en adelante, este valor se mantuvo constante en los materiales posteriormente creados.

6.3.2.2. Segunda Fase

En esta fase se procedió a variar el valor de la *cohesión* de los materiales creados, para conseguir así el valor de UCS. Los materiales generados, junto al valor de la *cohesión* y resistencia a la compresión correspondiente, se presentan en la Tabla 6.5, mientras que las curvas obtenidas se detallan en la Figura 6.6. Es importante destacar que tanto los valores geométricos para el programa (Tabla 6.2), como los parámetros ya determinados en las fases anteriores, se mantuvieron iguales.

Tabla 6.5: Valores de la *cohesión* para los materiales generados en la segunda fase y su correspondiente desviación estándar y UCS obtenido.

Material	<i>Cohesión</i> (MPa)	Desviación estándar de <i>cohesión</i> (MPa)	UCS (MPa)
Material1	40	8	98
Material2	50	10	110
Material3	60	12	125
Material4	70	14	137
Material5	80	16	148

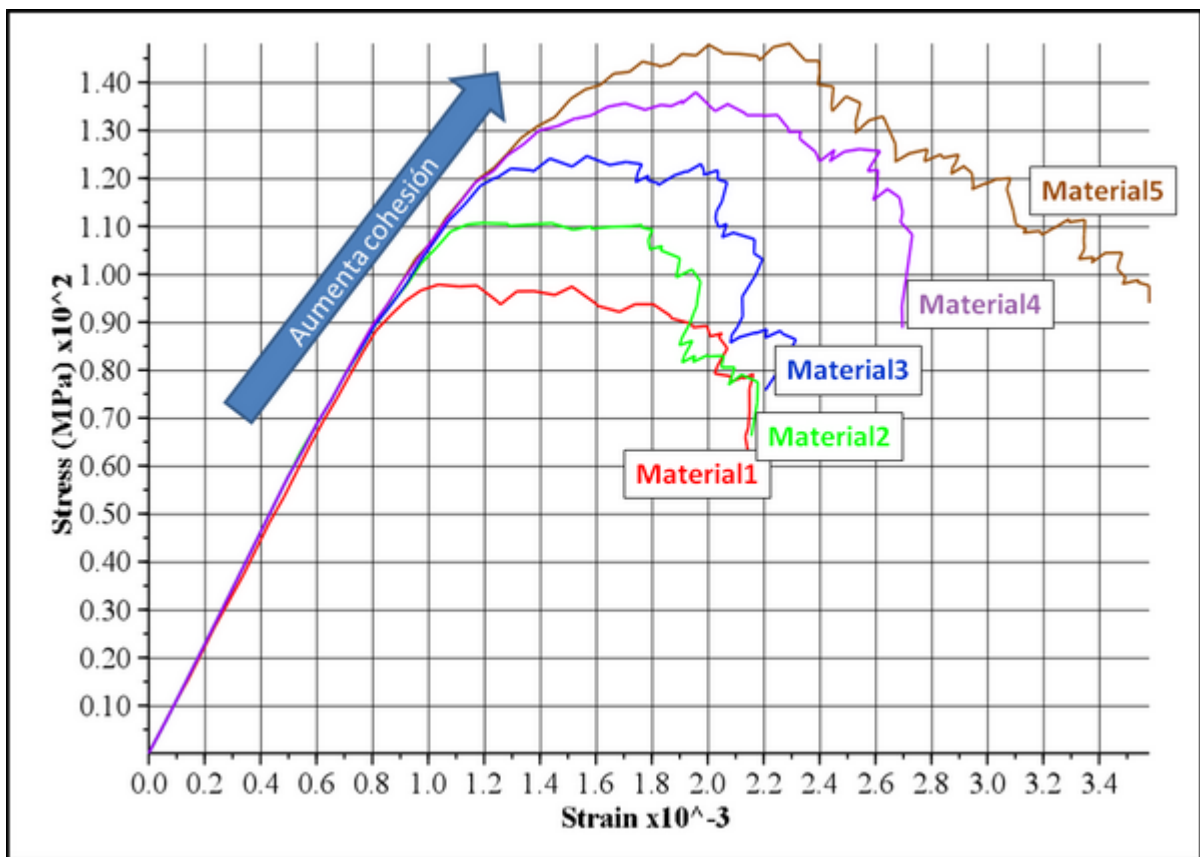


Figura 6.6: Gráfico *stress versus strain* de los ensayos realizados en la segunda fase. Se encuentran representados Material1 (rojo), Material2 (verde), Material3 (azul), Material4 (morado) y Material5 (marrón).

Para refinar el resultado, se procedió a ensayar con valores de *cohesión* entre los 65 y 70 MPa, obteniéndose los valores detallados en la Tabla 6.6:

Tabla 6.6: Valores de UCS para las cohesiones ensayadas.

Material	Cohesión (MPa)	Desviación estándar de Cohesión (MPa)	UCS (MPa)
Material6	65	13	131.5
Material7	66	13.2	133
Material8	67	13.4	134.5
Material9	68	13.6	135.2

Observando estos resultados, se decidió realizar un último ensayo, creándose el *Material10*, con *cohesión* entre las del *Material6* y *Material7*, de valor 65.5 MPa y desviación estándar de 13.1 MPa, el cual arrojó un valor de 131.8 MPa, suficientemente cercano al valor buscado (de 132 MPa) y, por lo mismo, aceptado como el correspondiente a la calibración de esta fase.

6.3.3. Ensayo de resistencia a la compresión triaxial

Para corroborar que los resultados anteriores estén del todo correctos y repliquen los valores obtenidos en los ensayos realizados por El Teniente (resumen en Tabla 6.1 y detalle en Anexo B), fue necesario realizar simulaciones de ensayos triaxiales al material generado en la fase anterior (*Material10*). El objetivo es conseguir el mismo ángulo de fricción macroscópico, entregado por el programa RocLab (Figura 6.1). Para esto se realizó una serie de ensayos a diferentes confinamientos (específicamente a 1, 3, 5, 7 y 10 MPa), la identificación del *peak* del *stress* y su posterior graficado. Es importante destacar que los valores del confinamiento son los ingresados al programa, pero éste aplica uno ligeramente menor (calculable al finalizar el ensayo, con los datos entregados por el programa). Los resultados obtenidos se pueden apreciar en la Figura 6.7 y la Tabla 6.7.

Tabla 6.7: Valores *peak* de *stress* a diferentes confinamientos. Se incluye el ingresado al programa, y el real que le aplica éste a la muestra.

Confinamiento del programa (MPa)	Confinamiento efectivo (MPa)	<i>Stress peak</i> (MPa)
1	0.9	130.3
3	2.3	137.2
5	3.7	145.4
7	5.2	155.6
10	7.4	166.0

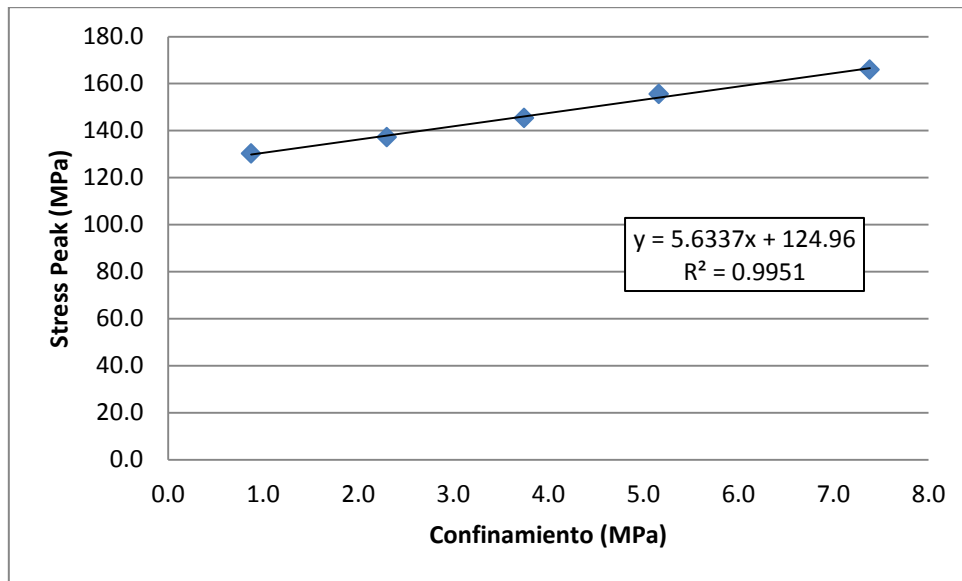


Figura 6.7: Envolvente de ruptura, según el criterio de Mohr-Coulomb, considerando los datos expuestos en la Tabla 6.7. Se incluye la ecuación correspondiente a la envolvente, así como el coeficiente de correlación R^2 .

De la ecuación del gráfico disponible en la Figura 6.7, es posible obtener el ángulo de fricción interna de la muestra mediante el criterio de Mohr-Coulomb:

$$\phi = \arcsin\left(\frac{a-1}{a+1}\right), \text{ en donde } a \text{ es la pendiente de la recta.}$$

De lo anterior, se tiene que el ángulo de fricción interna obtenido equivale a 44.3° , lo que es un poco mayor en comparación al buscado (Tabla 6.1), sin embargo, igualmente aceptable, consiguiéndose con esto la calibración de la roca intacta.

Es importante mencionar que efectivamente se podría haber continuado refinando el material para acercar aún más el valor del ángulo de fricción interna macro, o más aún, ajustando el valor de la cohesión, sin embargo por comunicación personal con Mas Ivars (2012), estos valores ya eran lo “suficientemente buenos para asegurar una correcta calibración”.

6.3.4. Análisis de *seed number*

En este punto, al haber finalizado la calibración de la roca intacta, se decidió llevar a cabo un estudio más profundo acerca del *seed number* utilizado en las simulaciones (mencionado previamente en la Sección 5.2). Se debe recordar que este parámetro influye en el

empaquetamiento de las partículas de la muestra, por lo cual podría afectar al resultado buscado. Por esto, se realizaron 10 simulaciones de ensayos de compresión triaxial a confinamiento de 1 MPa, con diferentes valores de este parámetro, obteniéndose los siguientes resultados.

Tabla 6.8: Resumen de los ensayos efectuados para ver la influencia del *seed number* en el valor *peak* de los ensayos.

Ensayo	Semilla	Peak (MPa)	Strain
1	1234	132.66	3.33
2	1313	134.54	3.50
3	1515	149.80	3.43
4	5014	137.21	3.05
5	304	141.97	3.61
6	3164	116.42	3.20
7	9521	137.99	3.65
8	1036	137.07	3.94
9	6318	111.54	3.40
10	4321	154.64	3.67
MEDIA		137.14	3.47
PROMEDIO		135.38	3.48
DESVIACIÓN ESTÁNDAR		13.21	0.26

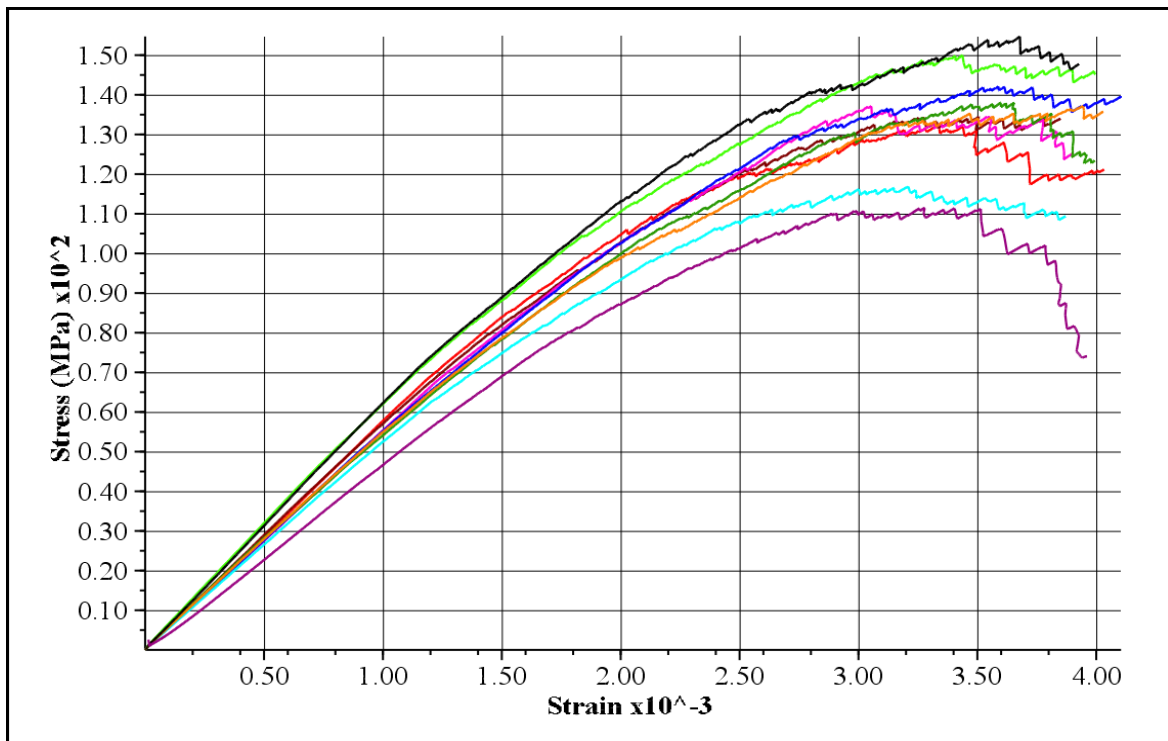


Figura 6.8: Gráfico que resume las curvas de los ensayos triaxiales efectuados, correspondientes a los expuestos en la Tabla 6.8. La curva de color rojo corresponde a la semilla 1234, la marrón a la 1313, la verde claro a la 1515, la rosada a la 5014, la azul a la 304, la celeste a la 3164, la verde oscuro a la 9521, la anaranjada a la 1036, la morada a la 6318 y la negra a la 4321.

Se puede apreciar, de los resultados obtenidos, que en ningún caso la desviación estándar de los datos pasa del 20%, que fue el rango aceptado y utilizado durante la calibración de los distintos parámetros que conciernen a la roca intacta, por lo cual, se concluyó que el *seed number* influye en el resultado final de las simulaciones, pero dentro del rango de variabilidad esperado.

6.3.5. Resumen

Teniendo en cuenta todo el procedimiento y los resultados anteriores, se determinaron los valores de las propiedades del material que representa a la roca intacta del Complejo Máfico El Teniente (CMET), considerando todos los parámetros obtenidos dentro de estas fases (Tabla 6.9).

Tabla 6.9: Resumen de los parámetros que aseguran una correcta calibración del material de la roca intacta del CMET en El Teniente.

Ball E (GPa)	120	Cohesion (MPa)	65.5
Ball Krat	4.5	Cohesion std (MPa)	13.1
Ball Density (kg/m3)	3149	F. Angle (deg)	0
Ball Friction	2.5	Bond Ec (GPa)	162
Ball Rrat	1.66	Bond Krat	5.01
Sn (MPa)	43	Bond Rmult	1
Sn std (MPa)	8.6	Seed	1234
Beta	0	P-bricks	Automatic
pAll	True	Use bricks	True

6.4. Calibración de ensayos de tensión en vetillas

6.4.1. Determinación de parámetros relevantes

En esta etapa del trabajo, se procedió a simular los ensayos de tensión directa efectuados por CODELCO, división El Teniente, detallados en el Anexo B. Para ello se consideró el material de roca intacta ya calibrado en la fase anterior (Tabla 6.9).

Es importante destacar que durante esta etapa, fue necesario no solo trabajar con el material que simulaba la roca intacta, sino también ingresar las discontinuidades, que en este caso se trataba solo de una vetilla, que contenía la probeta ensayada. En esta fase, las vetillas a las cuales se les quiere replicar su comportamiento de laboratorio, se encontraban rellenas casi exclusivamente por calcopirita (más del 95%), con un espesor de 1 a 2 milímetros, y poseían una rugosidad baja, con JRC de 6 a 8, según Barton y Choubey (1977).

El procedimiento para realizar esto se detalla a continuación (para visualización del programa y mayor información, ver Sección 6.3):

1. Ingresar a la sección DFN del programa SRMLab.
2. Seleccionar el archivo que contiene la geometría de la discontinuidad a modelar.
3. Definir el tamaño del bloque promedio a ensayar.
4. Seleccionar el archivo que contiene las propiedades que se le asignarán a la discontinuidad representada.
5. Terminar generando la discontinuidad, con todas las características antes señaladas.

El archivo utilizado en (4), está construido por varios parámetros que el usuario controla al momento de crearlo, basados en el modelo de *smooth joint*. Se recordará de la Sección 5.2.2.2, Tabla 5.5, que los parámetros que gobiernan el comportamiento de una discontinuidad son 8: rigidez normal \bar{k}_n y de corte \bar{k}_s , coeficiente de fricción μ , ángulo de dilatación ψ , modo de contacto M , resistencia a la tracción σ_c , cohesión del contacto c_b , ángulo de fricción del contacto ϕ_b .

No existe un método pre-establecido para realizar la calibración de los parámetros de las discontinuidades, por lo cual fue necesario realizar una serie de ensayos de tensión. Dado que siempre se trabajó con vetillas selladas, es decir, el modo de contacto entre las caras de la discontinuidad no variaba, el parámetro M no se modificó y fue siempre constante.

Para cada uno de los 7 parámetros restantes, se crearon ensayos de tensión (siguiendo los cinco pasos mencionados anteriormente en esta sección), considerando una discontinuidad horizontal, y en donde se variaba solamente uno de los parámetros mencionados, mientras que el resto permanecía constante. Con esto, se generaron un total de 59 discontinuidades diferentes, una para cada ensayo. Los valores por defecto de cada uno de los parámetros fueron establecidos arbitrariamente y se detallan en la Tabla 6.10. Cabe destacar que se ocuparon más de las 12 partículas recomendadas en el diámetro de la muestra (Mas Ivars, 2011, comunicación personal), llegando a ser 100 en cada una de las discontinuidades, para asegurar una independencia del resultado, sin importar el empaquetamiento que se tuviera. En cada uno de estos casos, la geometría se mantuvo igual a la expuesta en la Tabla 6.2. Finalmente se debe indicar que, al trabajarse con discontinuidades horizontales, el ancho de la probeta (en este caso, 50 mm), es la longitud máxima que alcanza la discontinuidad. Esto fue hecho con el propósito de modelar fielmente la geometría original de la muestra ensayada, y replicar sus dimensiones con la mayor exactitud posible.

Tabla 6.10: Valores por defecto para discontinuidad generada para los ensayos de tensión.

\bar{k}_n (MPa/mm)	\bar{k}_s (MPa/mm)	μ	ψ (°)	σ_c (MPa)	c_b (MPa)	ϕ_b (°)
100	10	0.45	0.0	0.5	0.8	0.0

Considerando lo anterior, los parámetros de las discontinuidades generadas se exponen en la Tabla 6.11.

Tabla 6.11: Resumen de discontinuidades creadas, para cada uno de los parámetros estudiados en los ensayos de tensión.

Parámetro variado	Valores considerados	Total de discontinuidades creadas
c_b (MPa)	0.0; 0.1; 0.3; 0.5; 1.0; 5.0; 10.0; 50.0; 100.0	9
\bar{k}_n (MPa/mm)	1; 50; 100; 500; 1000; 5000; 10000	7
ψ (°)	0.1; 0.3; 0.5; 0.8; 1.0; 3.0; 5.0; 8.0; 10.0; 20.0	10
\bar{k}_s (MPa/mm)	1; 5; 10; 50; 100; 500; 1000	7
μ	0.0; 0.1; 0.2; 0.3; 0.4; 0.5; 0.6; 0.7	8
σ_c (MPa)	0.0; 0.1; 0.3; 0.7; 1.0; 5.0; 10.0; 50.0; 100.0	9
ϕ_b (°)	0.05; 0.10; 0.15; 0.20; 0.25; 0.50; 1.00; 5.00; 10.00	9
Total		59

El detalle de los resultados de estos ensayos, se muestra en las Figuras 6.9, 6.10, 6.11 y 6.12. Lo más destacable de esta fase se puede resumir en los siguientes puntos:

- Para el caso del parámetro c_b, ψ, μ y ϕ_b , independiente del valor que se tome, el comportamiento de la discontinuidad frente a su fallamiento en el ensayo de tensión es idéntico, alcanzando el mismo *peak* de *stress* (Figura 6.9).
- En el caso de \bar{k}_s (Figura 6.10), si bien es muy similar su comportamiento al del punto anterior, los valores experimentan una pequeña fluctuación.
- Es de mayor cuidado el comportamiento de \bar{k}_n (Figura 6.11), ya que a medida que se aumenta este parámetro, el *stress peak* disminuye, y aumenta el *strain*.
- El comportamiento al variar el valor de σ_c (Figura 6.12) es inverso al caso de \bar{k}_n : a medida que aumenta el valor de este parámetro, el *stress peak* aumenta, y el *strain* disminuye.

Con lo anterior, se pudo apreciar una dependencia entre los parámetros \bar{k}_n y σ_c y el comportamiento de la muestra. Por lo tanto, a contar de este punto, en las simulaciones realizadas para conseguir la calibración de los ensayos de tensión, dentro del archivo de las propiedades de la discontinuidad solo se fueron variando estos dos parámetros.

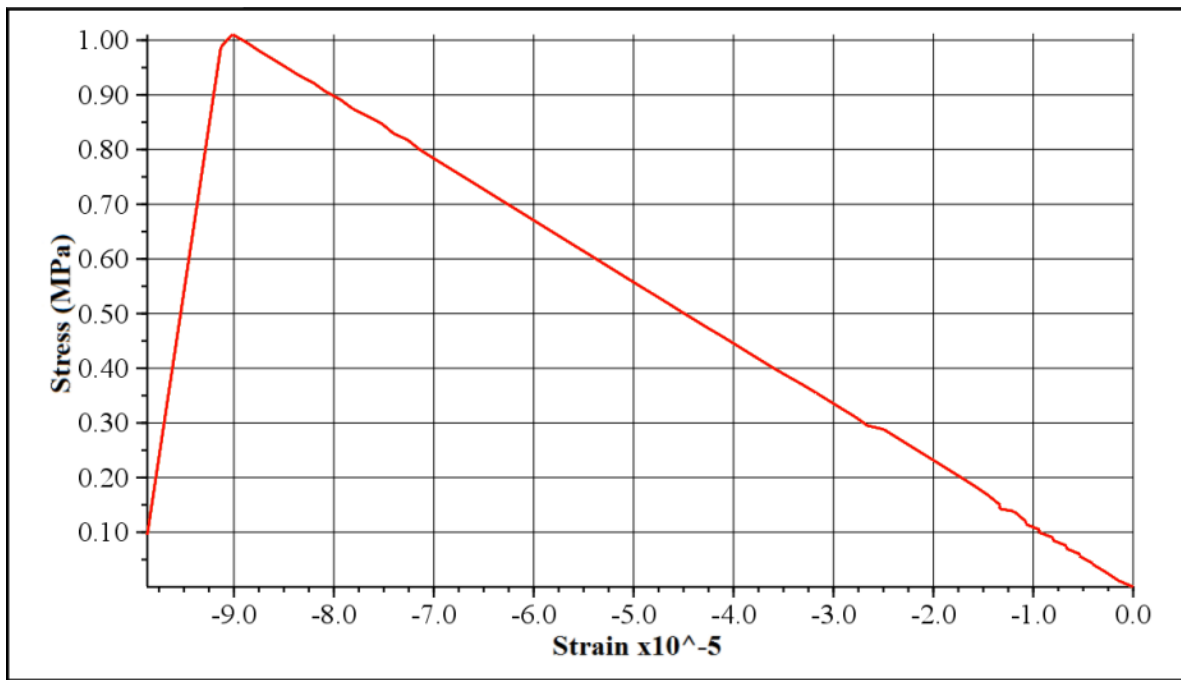


Figura 6.9: Influencia de los parámetros c_b, ψ, μ y ϕ_b , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión. En cada uno de estos casos, todos los valores de los ensayos entregan el mismo comportamiento, indicando que no existe influencia alguna de estos parámetros en el resultado final de la simulación.

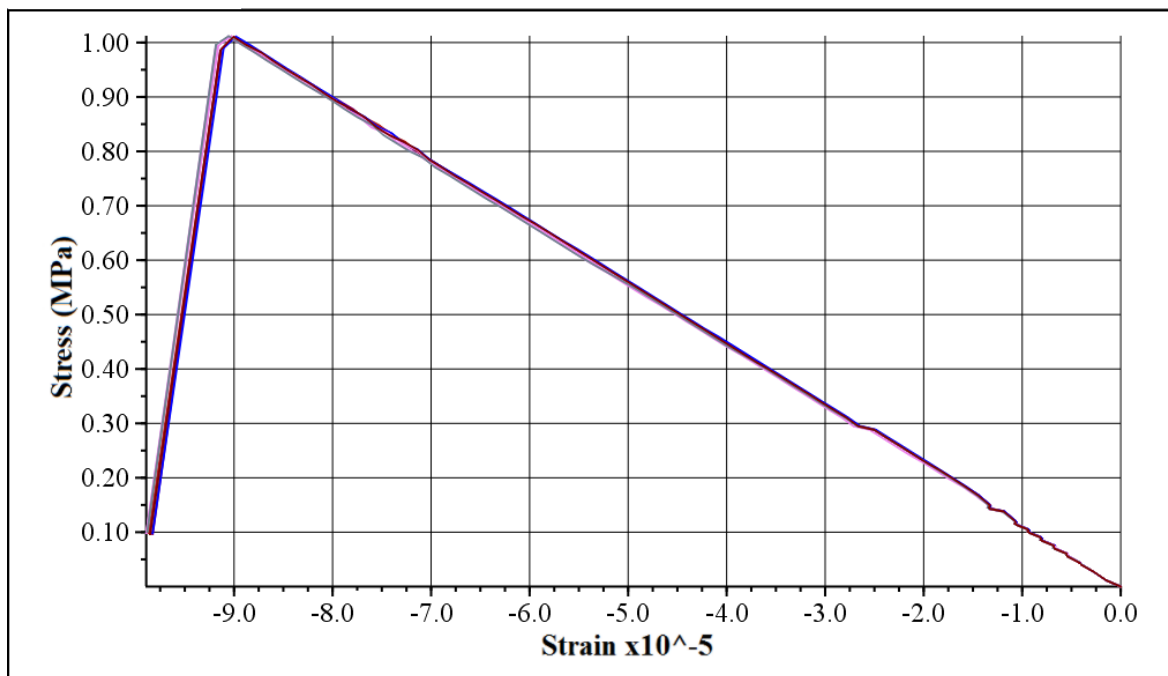


Figura 6.10: Influencia del parámetro \bar{k}_s , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión. Los valores de los ensayos muestran un comportamiento aproximadamente similar, indicando que no existe mayor influencia de la rigidez de corte de los enlaces en el resultado final de la simulación.

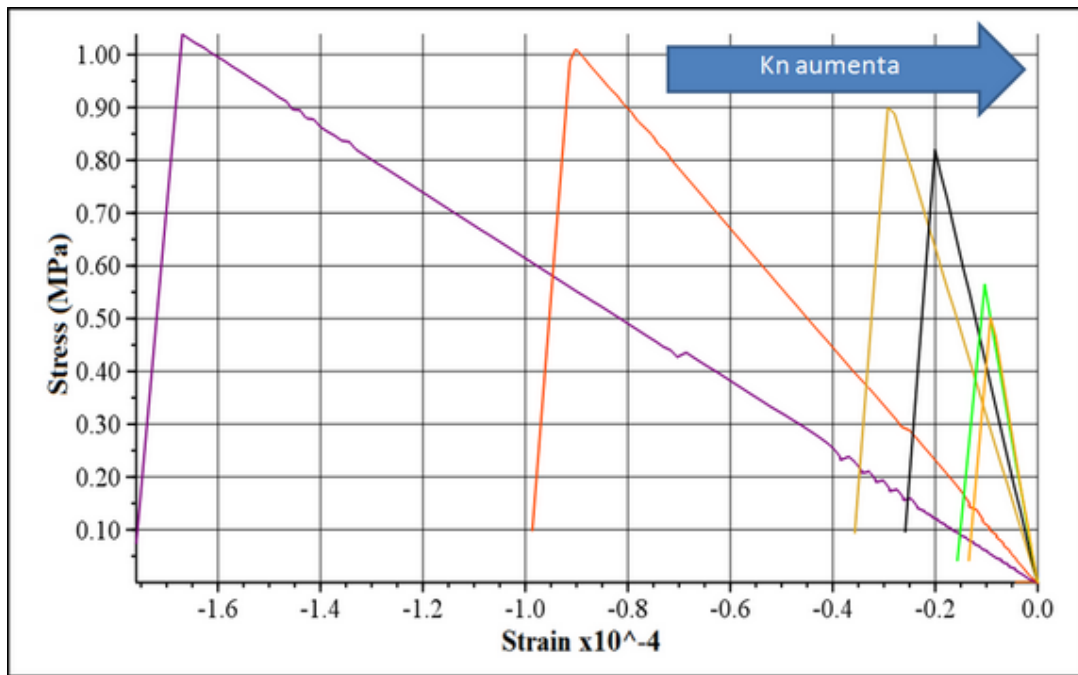


Figura 6.11: Influencia del parámetro \bar{k}_n , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión. Se observa una mayor variabilidad del parámetro de la rigidez normal, ya que a medida que se aumenta este parámetro, el *stress peak* del ensayo disminuye, y disminuye (en valor absoluto) el *strain* del mismo.

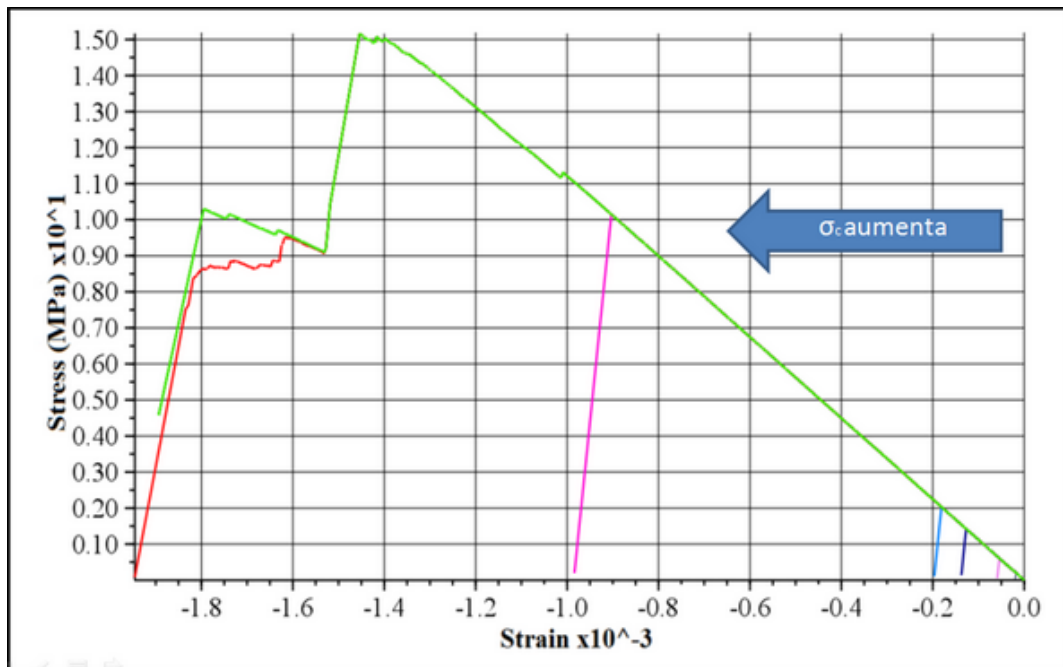


Figura 6.12: Influencia del parámetro σ_c , en los resultados de la simulación de los ensayos de tensión. El comportamiento de la resistencia a la tracción es inverso al caso de \bar{k}_n : a medida que aumenta el valor de este parámetro, el *stress peak* aumenta, y el *strain* aumenta en valor absoluto.

6.4.2. Fase de calibración

Para efectuar el trabajo en esta sección, se utilizaron los datos disponibles en el informe del SP Technical Research Institute of Sweden (2010) (Anexo C). Sin embargo, en dicho informe, se refieren a un parámetro de *desplazamiento*, medido en milímetros (mm), mientras que el programa SRMLab entrega sus resultados en forma de *strain*, adimensional. Este último se define como

$$strain = \text{desplazamiento grips (deformación)} / \text{longitud de la muestra (height)},$$

en donde los grips corresponden a los extremos de la muestra donde está afirmada. Como se necesitan los datos a compararse en las mismas unidades (en este caso, el *desplazamiento*, con el *strain*), fue necesario realizar una conversión de los datos del informe de SP, considerando que la longitud de la muestra se obtenía de la relación de aspecto de ésta, y de su ancho. En concreto:

$$\text{aspect ratio} = \text{height/width}=2.1, \text{ width}=0.05 \text{ (m)},$$

$$\text{entonces height}=2.1 \times 0.05=0.105 \text{ (m)}$$

Efectuadas las transformaciones anteriormente mencionadas, y teniendo en cuenta que SRMLab asigna un valor negativo al *strain* (por ser el ensayo de tensión), los nuevos resultados que se buscaron obtener, se exponen en la Tabla 6.12.

Tabla 6.12: Resultados del ajuste de los ensayos de tensión realizados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010), que se buscan replicar en SRMLab. Se incorpora una columna indicando el tipo de relleno que posee cada vetilla simulada.

Ensayo	<i>Stress peak</i> (MPa)	Valor inicial (deformación) (mm)	Valor ajustado (<i>strain</i>)	Tipo de relleno (mineralogía)
DAC24	1.3	5.5×10^{-2}	-5.238×10^{-5}	Cpy
DAC25	1.0	6.4×10^{-2}	-6.095×10^{-5}	Cpy

Con lo anterior, se procedió a simular una gran cantidad de ensayos de tensión para aproximarse a estos valores de *stress peak* y *strain*. Para cada uno de estos, se utilizó un archivo de propiedades de discontinuidades diferente. Estos archivos fueron generados mediante una

combinación entre 4 valores de \bar{k}_n y 3 de σ_c , obteniéndose finalmente 12 ensayos de tensión. Los valores de los parámetros considerados en cada archivo de parámetros para cada uno de los ensayos mencionados, y los resultados que se obtuvieron, se detallan en la Tabla 6.13 y Figura 6.13.

Tabla 6.13: Ensayos de tensión simulados para obtener primeras aproximaciones a los resultados conocidos.

N° Archivo de propiedad	\bar{k}_n (MPa/mm)	σ_c (MPa)	Stress peak (MPa)	Strain ($\times 10^{-4}$)
01	100	0.5	1.08	-0.92
02	100	0.75	1.62	-1.13
03	100	1.0	2.15	-1.83
04	150	0.5	1.06	-0.66
05	150	0.75	1.59	-0.99
06	150	1.0	2.12	-1.32
07	200	0.5	1.05	-0.54
08	200	0.75	1.57	-0.81
09	200	1.0	2.09	-1.07
10	250	0.5	1.02	-0.46
11	250	0.75	1.54	-0.68
12	250	1.0	2.06	-0.92

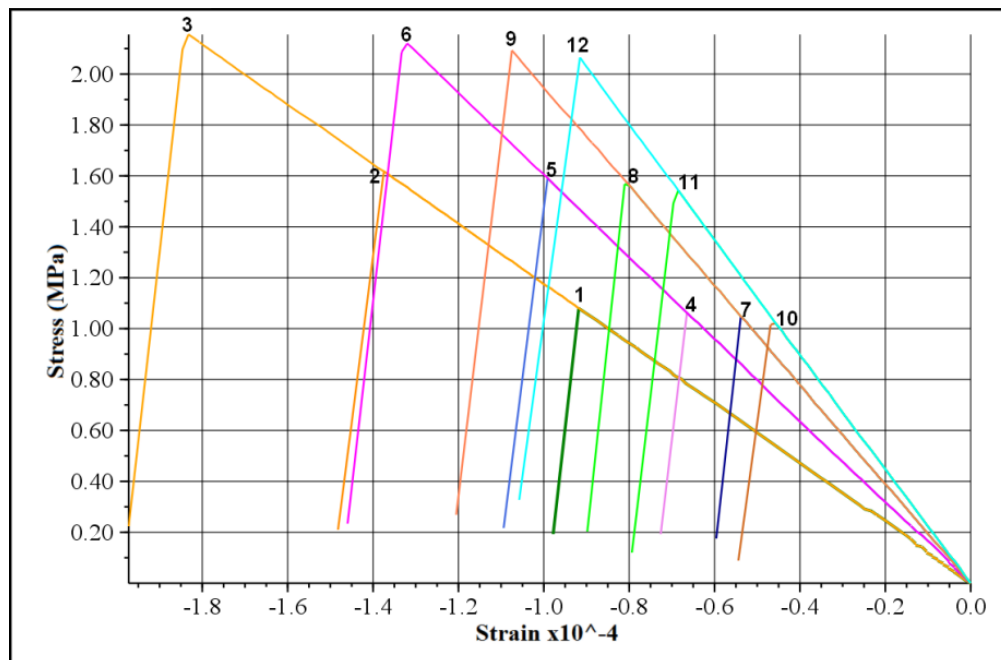


Figura 6.13: Gráfico de *strain versus stress* de ensayos de tensión simulados. Se identifican los ensayos efectuados, con números del 1 al 12, correspondientes a los señalados en la Tabla 6.13.

De lo anterior, se pueden obtener los primeros rangos de valores, tanto para simular la muestra DAC24 como la DAC25 (comparando valores de las Tablas 6.12 y 6.13). A partir de este punto, se empezaron dos proyectos en SRMLab, uno para cada muestra y fueron llamados homónimamente, para tener mayor orden de las simulaciones realizadas. El procedimiento en cada uno de estos proyectos fue similar al anteriormente realizado, en donde se consideró un rango de valores para cada uno de los parámetros relevantes (\bar{k}_n y σ_c), y se crearon archivos de propiedades con la combinación de cada uno de estos. Este procedimiento se continuó hasta que se obtuvieron resultados idénticos a los buscados, aproximados a la centésima (segunda cifra decimal). Debido a que la cantidad de simulaciones efectuadas fue del orden de 100 por cada proyecto, y dada la poca relevancia de estos valores intermedios, solo se incluyen los valores finales de los parámetros \bar{k}_n y σ_c , que aseguran la calibración de los ensayos DAC24 y DAC25 (Tabla 6.14).

Tabla 6.14: Valores de los microparámetros \bar{k}_n y σ_c que aseguran una correcta calibración. Se incluyen los valores entregados por el programa y los buscados de los ensayos de SP Technical Research Institute of Sweden (obtenidos de la Tabla 6.12).

Ensayo	\bar{k}_n (MPa/mm)	σ_c (MPa)	<i>Stress Peak</i> de laboratorio (MPa)	<i>Stress Peak</i> de ensayo (MPa)	<i>Strain</i> de laboratorio	<i>Strain</i> de ensayo
DAC24	295.60	0.637	1.300	1.302	-5.238×10^{-5}	-5.237×10^{-5}
DAC25	155.05	0.472	1.000	1.000	-6.095×10^{-5}	-6.099×10^{-5}

Dado que se obtuvieron valores tan distintos para vetillas de características similares (recordar que se trataba del mismo relleno mineralógico: calcopirita), se buscó estandarizar el ensayo. Utilizando los resultados del ensayo de laboratorio, se promediaron tanto el valor del *stress peak* como el del *strain*, y con esto se buscó calibrar un nuevo “ensayo sintético”. Para ello, se consideraron los valores promedio de \bar{k}_n y σ_c , y se creó una vetilla con dichos valores (Tabla 6.15), y se realizó la respectiva simulación del ensayo de tensión. Los resultados esperados, como el real obtenido de la simulación, y la diferencia porcentual entre estos, se exponen en la Tabla 6.16.

Tabla 6.15: Vetilla creada en el programa, resultante de los valores promedios de los ensayos DAC24 y DAC25. Se incluyen los valores promedio de los microparámetros \bar{k}_n y σ_c , que se utilizaron para la simulación del ensayo *sintético*.

Ensayo	<i>Stress Peak</i> promedio de laboratorio (MPa)	<i>Strain</i> promedio de laboratorio	\bar{k}_n promedio (MPa/mm)	σ_c promedio (MPa)
<i>Sintético</i>	1.15	-5.6665×10^{-5}	225.325	0.5545

Tabla 6.16: Valores esperados del ensayo y los obtenidos en el mismo. Se incorpora la columna *Diferencia*, la cual indica la diferencia porcentual entre ambos valores.

<i>Stress Peak</i> promedio laboratorio (MPa)	<i>Stress Peak</i> de simulación obtenido (MPa)	Diferencia
1.151	1.147	0.4%
<i>Strain</i> promedio de laboratorio	<i>Strain</i> de simulación obtenido	Diferencia
-5.668×10^{-5}	-5.400×10^{-5}	5%

Dada la baja cantidad de ensayos de tensión que se poseían (en este caso, solo 2), la mejor calibración para modelar una vetilla “ideal” de calcopirita, de similar espesor y forma, es la obtenida del promedio de estos dos ensayos. Los valores de los microparámetros relevantes (\bar{k}_n y σ_c) son los indicados en la Tabla 6.15.

6.5. Calibración de ensayos de corte directo

6.5.1. Determinación de parámetros relevantes

Al igual que en la sección anterior, para la calibración de los ensayos de corte directo, se procedió a simular una serie de ensayos de este tipo. En todas las simulaciones venideras, se consideró el material calibrado de la roca intacta (Tabla 6.9). Dado que la geometría de la probeta difiere de la de los ensayos anteriores, fue necesario efectuarle este cambio al material ya calibrado, modificando tanto su forma como sus medidas. El detalle de esto, se puede ver en la Tabla 6.17.

Tabla 6.17: Nuevos valores geométricos generales para el material que simula el comportamiento de la roca intacta.

Shape	Axis	Aspect Ratio (height/width)	Width (m)	Particle diameter (m)	Particles (approx)
Paralelepiped	1	2.1	0.032	0.003	3163

El procedimiento efectuado fue similar al de la Sección 6.4.1., en donde se creaban archivos de propiedades de una vetilla, cada uno con valores diferentes para uno de los siete parámetros relevantes, mientras los otros seis se dejaban con un valor fijo. En este caso, solo se crearon dos discontinuidades por cada uno de los parámetros, para ver si había o no influencia. Se efectuó un

contraste entre éstas dos y una discontinuidad de “control” (Tabla 6.18). Finalmente, en la Tabla 6.19 se detallan los ensayos creados y el tipo de influencia que tiene en la curva generada y su representación se puede ver en las Figuras 6.14 a 6.20.

Tabla 6.18: Microparámetros de la discontinuidad de control con la cual se realizaron las comparaciones para cada uno de los parámetros analizados.

\bar{k}_n (MPa/mm)	\bar{k}_s (MPa/mm)	μ	ψ (°)	σ_c (MPa)	c_b (MPa)	ϕ_b (°)
100	10	0.45	0.0	0.5	0.8	0.0

Tabla 6.19: Resumen de discontinuidades, junto a la influencia que tiene cada uno de los microparámetros en los ensayos de corte directo realizados. El confinamiento utilizado fue de 1 MPa.

DFN	Parámetro modificado	Valor del parámetro	¿Influye?
A	\bar{k}_n (MPa/mm)	10	Medianamente en el post <i>peak</i>
B		1000	
C	\bar{k}_s (MPa/mm)	1	Sí
D		100	
E	M	0.15	En el post <i>peak</i>
F		0.90	
G	ψ (°)	0.1	Levemente en el post <i>peak</i>
H		0.8	
I	σ_c (MPa)	0.2	No
J		0.9	
K	c_b (MPa)	0.2	Sí
L		1.5	
M	ϕ_b (°)	0.5	Levemente en el <i>peak</i>
N		1.0	

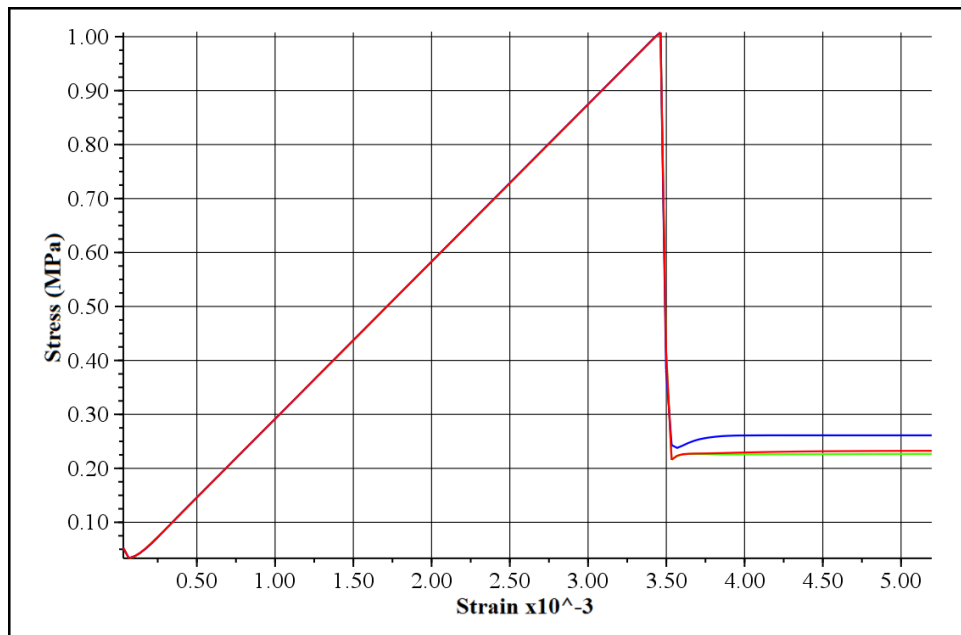


Figura 6.14: Influencia del parámetro \bar{k}_n , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN A, la azul a B y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). Se nota la influencia de este parámetro en el comportamiento del post *peak*, en dónde a mayores valores de rigidez normal, aumenta la resistencia residual de la vetilla.

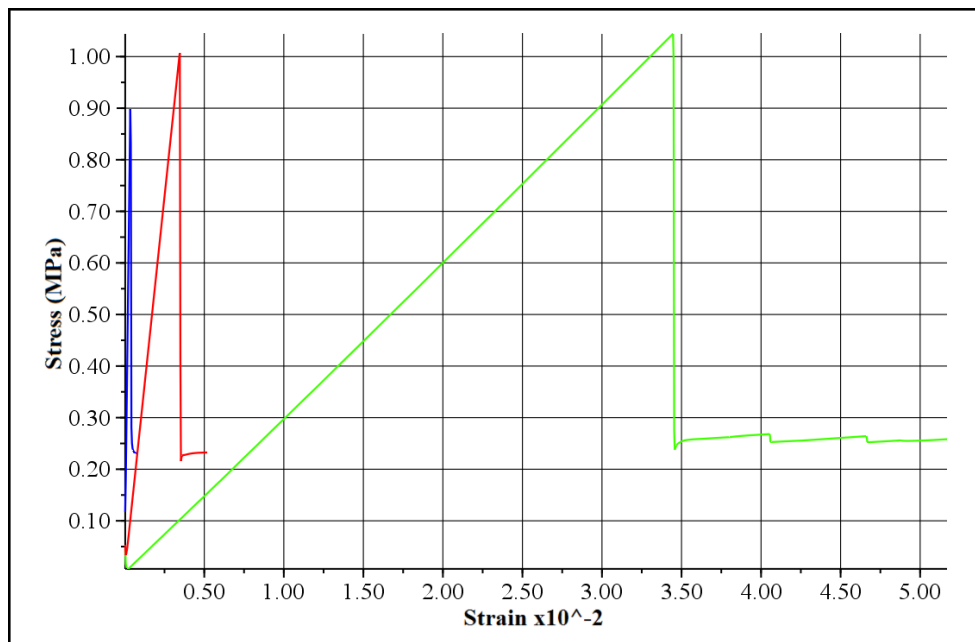


Figura 6.15: Influencia del parámetro \bar{k}_s , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN C, la azul a D y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). Se aprecia una tendencia a la disminución tanto del *peak* de *stress* como al *strain* asociado, a medida que se aumenta el valor la rigidez de corte de la vetilla.

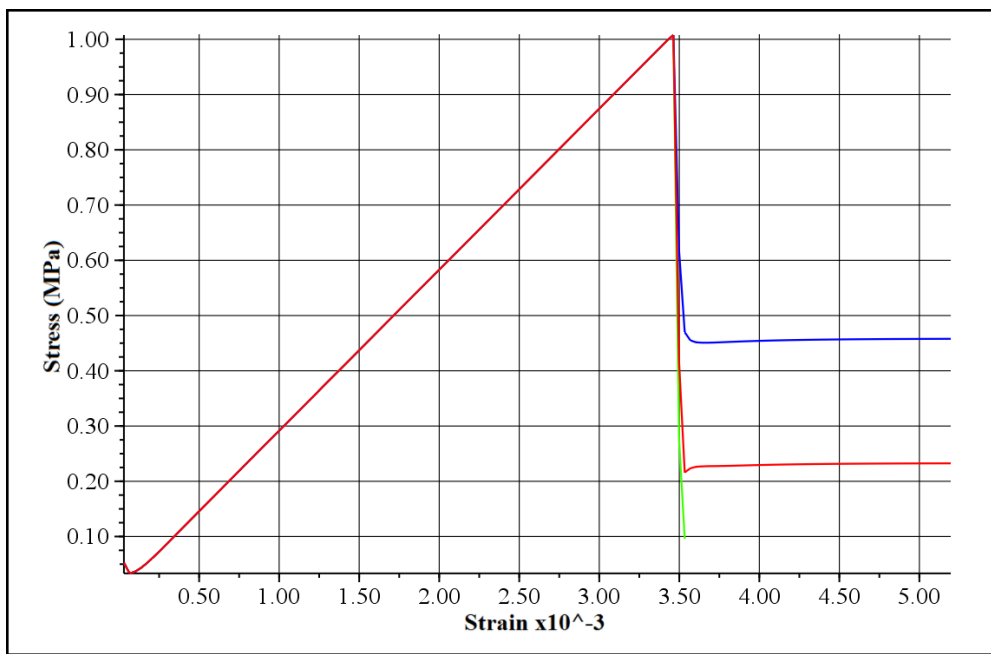


Figura 6.16: Influencia del parámetro μ , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN E, la azul a F y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). La influencia del coeficiente de fricción es marcada en el post *peak*, aumentando el valor de la resistencia residual a medida que el valor estudiado aumenta.

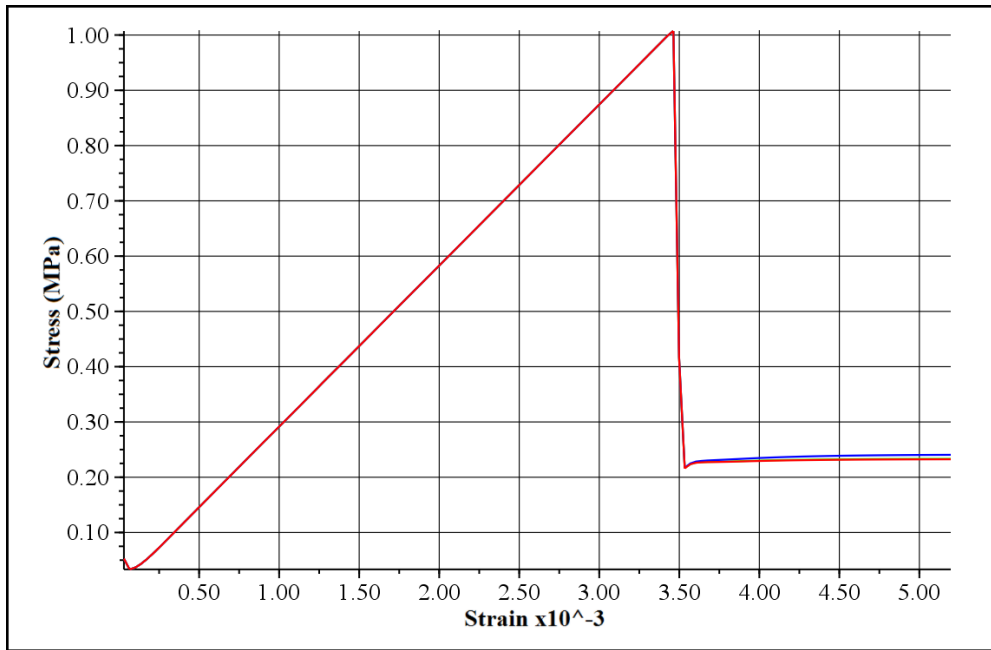


Figura 6.17: Influencia del parámetro ψ , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN G, la azul a H y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). La influencia de la dilatación es relativamente baja y participa solamente en el comportamiento post *peak*, aumentando la resistencia al corte residual de la vetilla, conforme el valor estudiado aumenta.

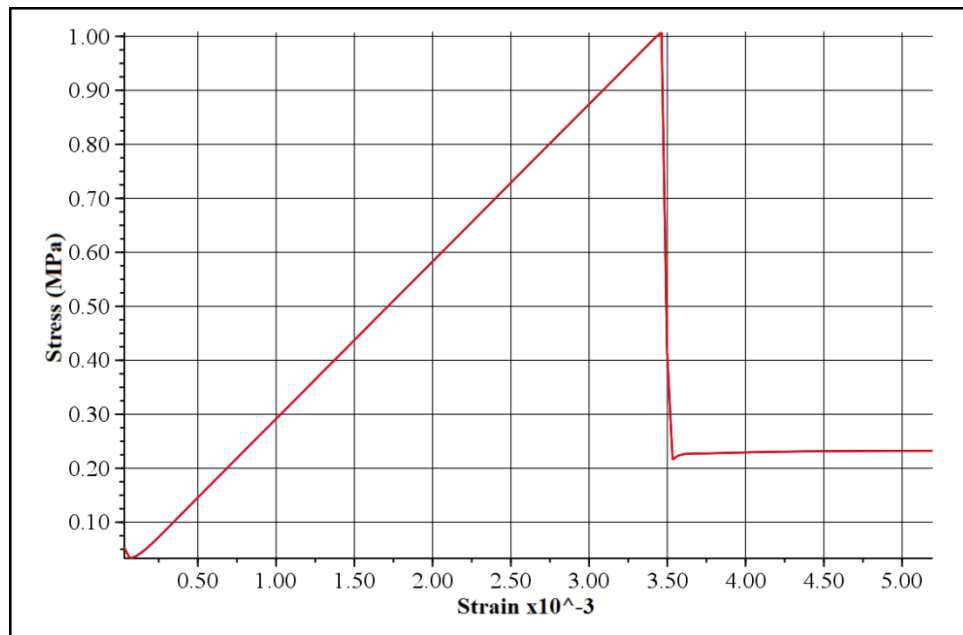


Figura 6.18: Influencia del parámetro σ_c , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN I, la azul a J y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). Las curvas de los tres ensayos se traslapan, indicando que no hay influencia de la resistencia a la tracción en los resultados de los ensayos, algo totalmente esperable al trabajar con simulaciones de este tipo.

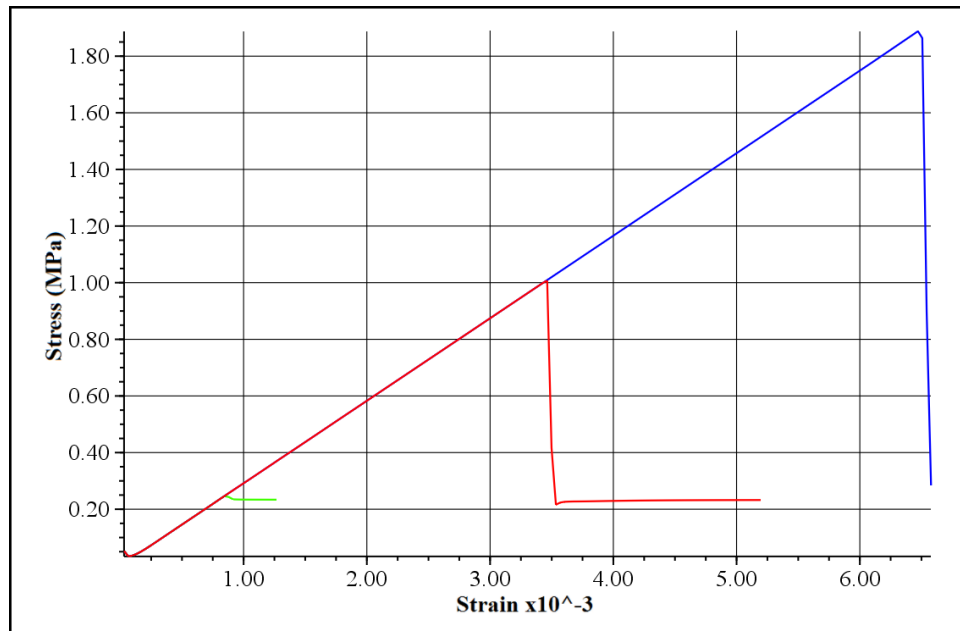


Figura 6.19: Influencia del parámetro c_b , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN K, la azul a L y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). La influencia de la cohesión micro es marcada tanto en el aumento de *strain* como de *stress peak*, a medida que el valor estudiado es aumentado.

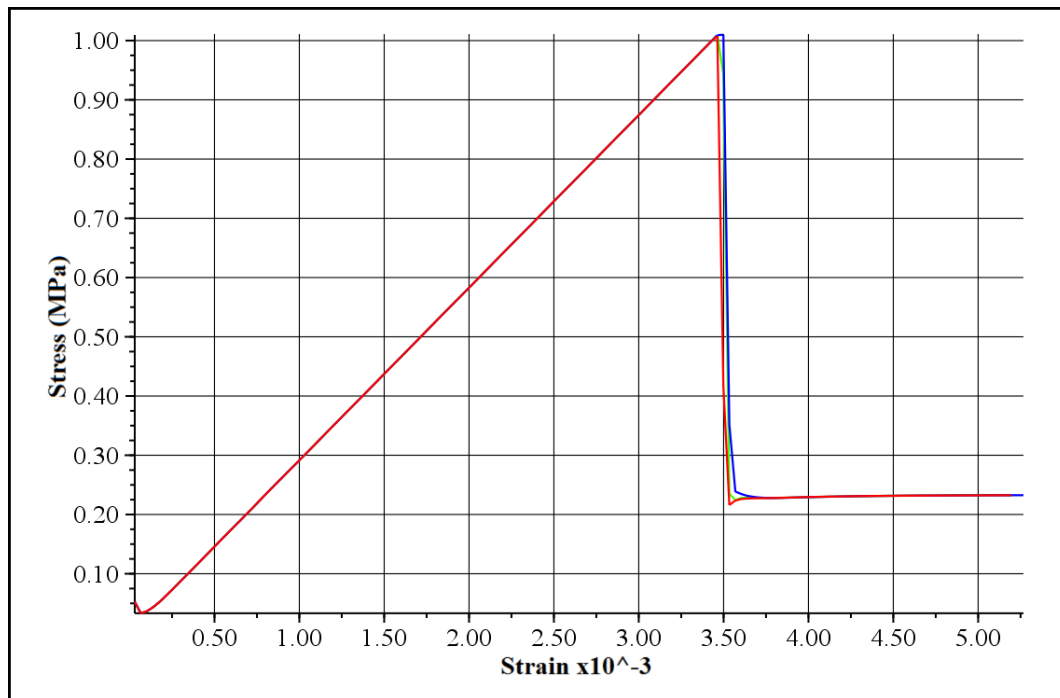


Figura 6.20: Influencia del parámetro ϕ_b , en los resultados de la simulación de ensayos de corte directo. La curva de color verde corresponde a la DFN M, la azul a N y la roja a la discontinuidad de “control” (Tablas 6.18 y 6.19). El ángulo de fricción micro hace variar en pequeña medida el *stress peak* que alcanza el ensayo; a mayor ϕ_b , mayor *peak*.

Dado que inicialmente se buscaba alcanzar solo el *peak* de *stress* y el *strain* asociado, se comenzó trabajando únicamente con los parámetros \bar{k}_s y c_b , que era los que mostraban mayor variabilidad en los ensayos estudiados. El resto de los valores de los parámetros se mantuvieron constantes y con valores sugeridos por Mas Ivars (comunicación personal, 2012), detallados en la Tabla 6.20. Cabe destacar que finalmente se decidió replicar adicionalmente el comportamiento post *peak* de los ensayos, y obtener en las simulaciones los mismos valores residuales a los obtenidos en cada uno de los resultados de laboratorio. El parámetro que se eligió, por su marcada influencia, fue el del coeficiente de fricción μ (Figura 6.16).

Tabla 6.20: Valores considerados para archivos de discontinuidades utilizadas en la simulación de ensayos de corte directo.

\bar{k}_n (MPa/mm)	\bar{k}_s (MPa/mm)	μ	ψ (°)	σ_c (MPa)	c_b (MPa)	ϕ_b (°)
80	variable	1.00 (fijo y luego variable)	0.0	2	variable	0.0

6.5.2. Fase de calibración

Esta fase se dividió en dos secciones, una dedicada a la calibración del *peak* de *stress*, junto al *strain*, y otra preocupada del comportamiento post *peak* (valor residual) de los ensayos.

6.5.2.1. Calibración del *peak* de *stress* y *strain*

Al igual que en la Sección 6.4.2, se tuvo que efectuar un ajuste a los datos entregados en el informe del Technical Research Institute of Sweden (2010), ahora relacionado con los ensayos de corte directo. El cálculo para saber el *strain* final es el mismo expuesto en la sección ya mencionada, por lo cual solo se muestran los resultados en la Tabla 6.21, junto a otros valores de interés para esta fase, como el *stress peak* y el *stress* normal.

Tabla 6.21: Detalle de las muestras a simular, obtenidas del reporte del SP Technical Research Institute of Sweden (2010). Se ha incluido el valor de *strain*, calculado a contar del desplazamiento entregado en el mencionado reporte, y el relleno que contenía cada vetilla ensayada.

Muestra	Área del <i>joint</i> (cm ²)	<i>Stress</i> normal (MPa)	<i>Stress peak</i> de corte (MPa)	Desplazamiento de corte (mm)	<i>Strain</i> en el <i>peak</i>	Tipo de relleno
DAC3A	46.3	5	8.00	0.147	4.5x10 ⁻³	Anh, (CPy, Mo)
DAC3B	44.8	10	16.11	0.341	1.1x10 ⁻²	Anh, (CPy)
DAC7	43.3	5	5.22	0.070	2.2x10 ⁻³	Gy
DAC14A	32.4	5	17.45	0.147	5.4x10 ⁻³	CPy, (Anh)
DAC14B	34.5	10	18.96	0.147	5.4x10 ⁻³	CPy, (Bo)

Considerando lo anterior, se realizó una serie de ensayos con diferentes valores de \bar{k}_s y c_b , para determinar rangos adecuados donde efectuar cada una de las calibraciones de las distintas muestras. El detalle se encuentra disponible en la Tabla 6.22. Se añade en la segunda fila la discontinuidad sugerida por Mas Ivars (comunicación personal, 2012).

Tabla 6.22: Simulaciones de ensayos de corte directo, efectuados con diversos valores de \bar{k}_s y c_b y a confinamiento de 1 MPa. La discontinuidad *Sugerencia*, corresponde a los valores sugeridos para los parámetros, por Mas Ivars (comunicación personal, 2012). Además, se incorpora en las dos últimas columnas los resultados del *stress peak* y *strain* obtenidas de estas simulaciones en el programa SRMLab.

Nombre DFN	\bar{k}_s (MPa/mm)	c_b (MPa)	<i>Stress Peak</i> (MPa)	<i>Strain</i>
<i>Sugerencia</i>	20	16	14.5	2.60×10^{-2}
Cb1	10	5	6.4	2.16×10^{-2}
Cb2	10	10	12.7	4.33×10^{-2}
Cb3	10	15	10.8	6.55×10^{-2}
Cb4	10	16	11.5	7.00×10^{-2}
Cb5	10	20	15.1	5.74×10^{-2}
Ks1	12.5	0.8	0.990	1.52×10^{-3}
Ks2	15	0.8	0.993	1.71×10^{-3}
Ks3	17.5	0.8	0.996	1.96×10^{-3}
Ks4	20	0.8	0.996	2.28×10^{-3}
Ks5	22.5	0.8	1.0	2.75×10^{-3}

Considerando como referenciales los valores anteriores, se procedió a crear un nuevo proyecto para cada uno de las 5 muestras expuestas en la Tabla 6.21, en donde se trabajó por separado para cada una de éstas. Al conocerse valores aproximados de *stress peak* y *strain* de los ensayos anteriormente efectuados, fue fácil llegar a un acercamiento de manera mucho más rápida, reduciendo considerablemente la cantidad de ensayos efectuados para cada una de las calibraciones buscadas. En concreto, fue necesario realizar del orden de las 20-30 simulaciones en cada uno de los proyectos. Los valores finales de los parámetros \bar{k}_s y c_b , para conseguir una correcta calibración e idénticos resultados a los buscados (aproximados a la primera cifra decimal), se indican a continuación:

Tabla 6.23: Valores de \bar{k}_s y c_b , que aseguran replicar los resultados obtenidos en los ensayos de corte directo efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010). Se incluyen los valores de *stress peak* y *strain* de laboratorio, para contrastar con los entregados por el programa SRMLab. El *stress* normal (confinamiento) utilizado en estas simulaciones es igual al indicado en la Tabla 6.21.

Muestra	\bar{k}_s (MPa/mm)	c_b (MPa)	<i>Stress peak</i> de corte de laboratorio (MPa)	<i>Stress peak</i> de corte entregado por SRMLab (MPa)	<i>Strain</i> de laboratorio	<i>Strain</i> entregado por SRMLab
DAC3A	66.3	6.75	8	8.01	4.5×10^{-3}	4.50×10^{-3}
DAC3B	61	14.47	16.11	16.14	1.1×10^{-2}	1.11×10^{-2}
DAC7	98.9	4.58	5.22	5.22	2.2×10^{-3}	2.25×10^{-3}
DAC14A	400	29.0	17.45	16.92	5.4×10^{-3}	5.84×10^{-3}
DAC14B	500	30.9	18.96	19.06	5.4×10^{-3}	5.03×10^{-3}

Es importante de mencionar, que para el caso de los ensayos DAC14A y DAC14B, ambos con vetillas de Cpy, el proceso de calibración fue más complejo y largo. Por lo mismo, no se pudo llegar al valor exacto del ensayo y tuvo que aceptarse una aproximación al 90% del valor de laboratorio, considerándose éste como confiable para replicar el comportamiento de la muestra ensayada.

6.5.2.2. Calibración del comportamiento post *peak* (valor residual)

Luego de haberse alcanzado tanto el *stress peak* como el *strain* de cada uno de los ensayos, se procedió a calibrar el valor del *stress* residual de cada curva; los valores buscados se encuentran disponibles en la Tabla 6.24. Para poder conseguir esto, fue necesario ajustar el valor del coeficiente de fricción μ , y nuevamente realizar una serie de simulaciones para obtener el resultado.

Tabla 6.24: Detalle de los ensayos de corte directo a simular, obtenidas del reporte del SP Technical Research Institute of Sweden (2010). Se ha incluido el valor de *stress* residual que se busca alcanzar en cada simulación.

Muestra	<i>Stress normal</i> (MPa)	<i>Stress peak de corte</i> (MPa)	<i>Strain</i>	<i>Stress residual</i> (MPa)
DAC3A	5	8.00	4.5×10^{-3}	3.16
DAC3B	10	16.11	1.1×10^{-2}	7.59
DAC7	5	5.22	2.2×10^{-3}	3.03
DAC14A	5	17.45	5.4×10^{-3}	3.86
DAC14B	10	18.96	5.4×10^{-3}	7.27

El procedimiento fue similar al de la etapa anterior, considerando, en cada proyecto, los valores ya calibrados de \bar{k}_s y c_b , y modificando solamente el valor de μ . Es importante mencionar, que nuevamente los ensayos DAC14A y DAC14B presentaron dificultades para replicar su comportamiento, por lo cual no fue posible obtener el valor exacto de estos, y se aceptó una aproximación relativa al mismo, con una diferencia de menos del 10% del valor de laboratorio. Se presume que la dificultad para alcanzar el *peak* buscado, radica en el valor relativamente alto de la rigidez de corte \bar{k}_s , en comparación con los correspondientes a cada uno de los otros tres ensayos simulados (del orden de 5-7 veces mayor).

Tabla 6.25: Valores de μ , que asegura replicar los resultados obtenidos en los ensayos de corte directo de laboratorio efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010). Se ha incorporado los valores de laboratorio, para contrastar con los entregados por el programa SRMLab.

Muestra	μ	Stress residual de laboratorio (MPa)	Stress residual entregado por SRMLab (MPa)
DAC3A	1.234	3.16	3.163
DAC3B	1.400	7.59	7.592
DAC7	1.115	3.03	3.034
DAC14A	1.000	3.86	3.630
DAC14B	1.280	7.27	7.345

A continuación se muestran las curvas obtenidas en cada una de las simulaciones en SRMLab, y su correspondiente comparación con las curvas de laboratorio del informe del SP Technical Research Institute of Sweden (2010) (Figuras 6.21, 6.22, 6.23, 6.24 y 6.25).

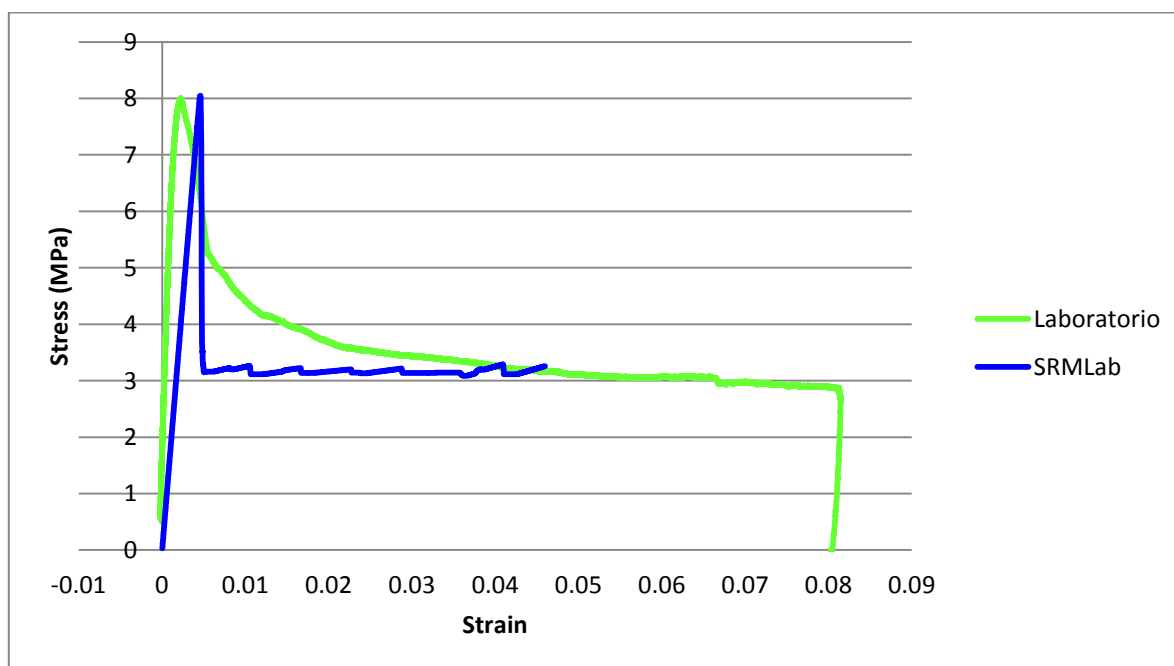


Figura 6.21: Curva de *strain versus stress* del ensayo de laboratorio DAC3A efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010, en verde), junto a la misma curva de este ensayo, pero simulado en SRMLab (en azul).

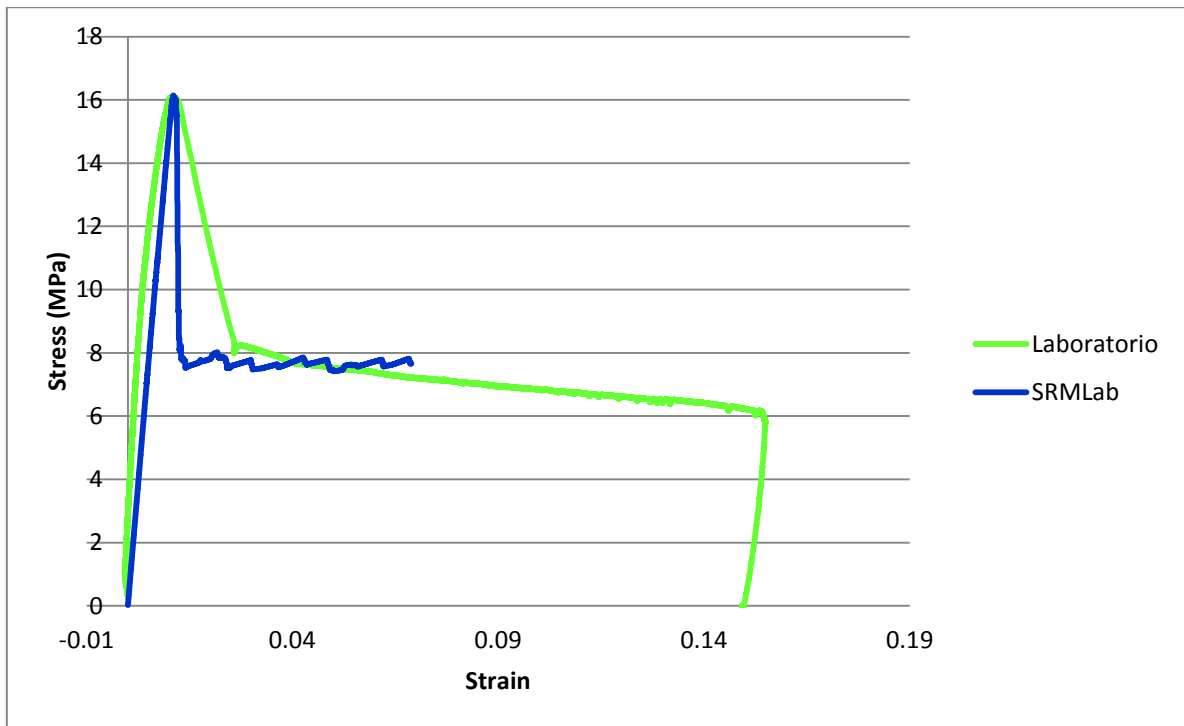
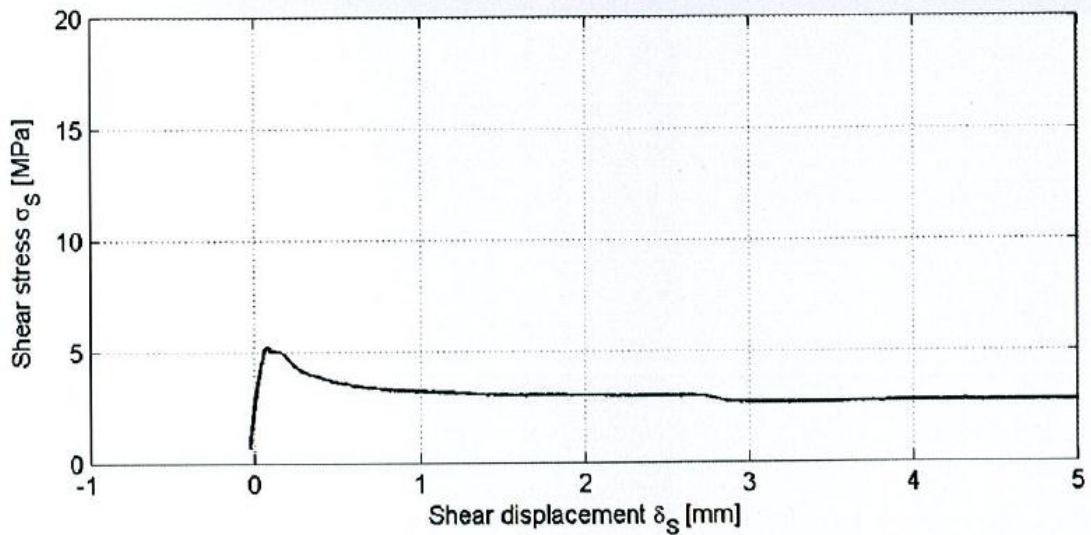
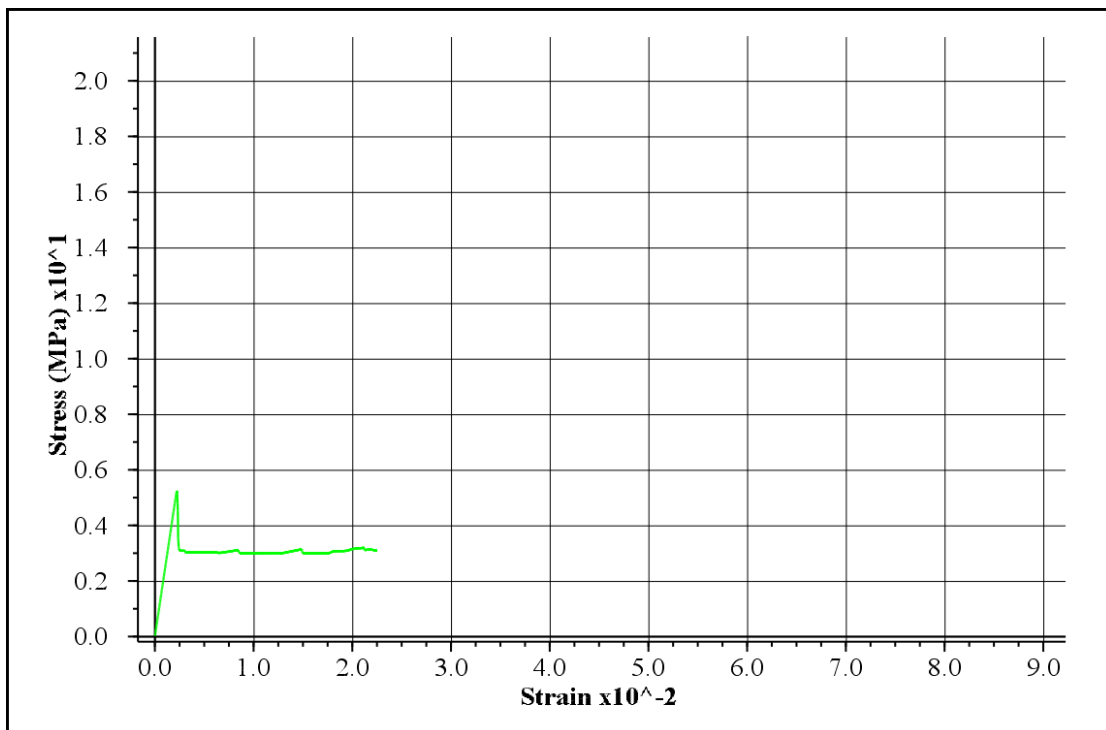


Figura 6.22: Curva de *strain versus stress* del ensayo de laboratorio DAC3B efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010, en verde), junto a la misma curva de este ensayo, pero simulado en SRMLab (en azul).

Specimen ID: DAC-7
Joint area : 43.3 cm²



(a)



(b)

Figura 6.23: (a) Curva de *strain versus stress* de laboratorio del ensayo DAC7, efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010). (b) Curva obtenida en la simulación del ensayo DAC7. Es importante destacar que el eje de las abscisas en (a), *shear displacement*, equivale aproximadamente a la mitad del valor del *strain*, en (b).

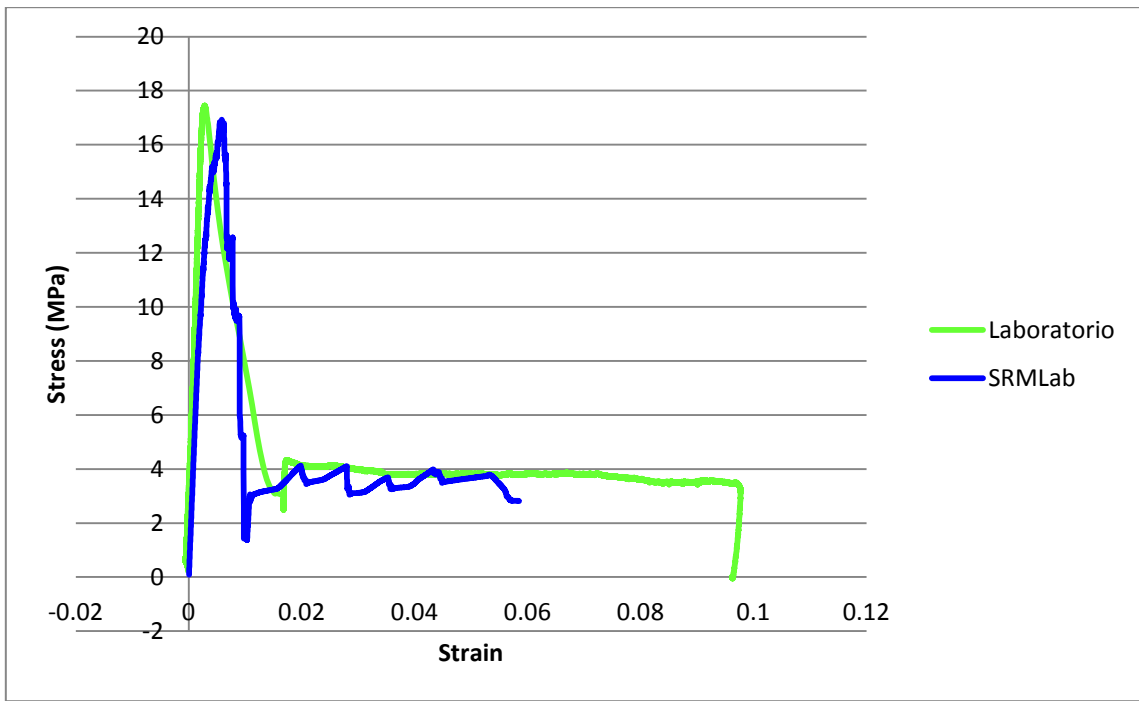


Figura 6.24: Curva de *strain versus stress* del ensayo de laboratorio DAC14A efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010, en verde), junto a la misma curva de este ensayo, pero simulado en SRMLab (en azul).

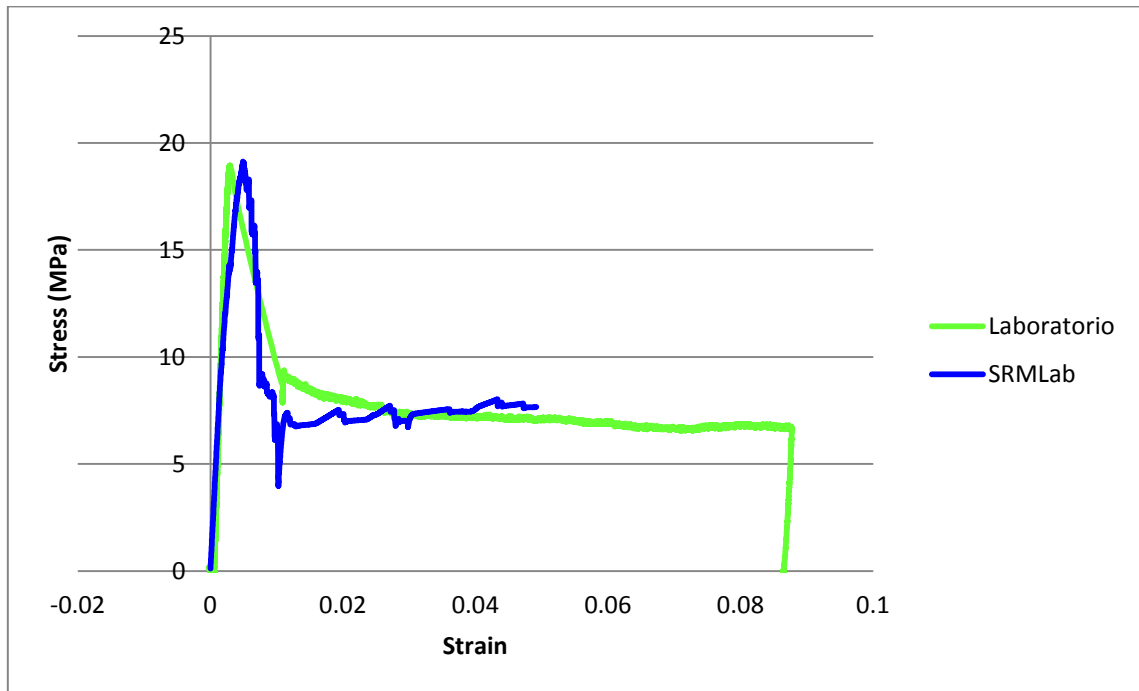


Figura 6.25: Curva de *strain versus stress* del ensayo de laboratorio DA14B efectuado por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010, en verde), junto a la misma curva de este ensayo, pero simulado en SRMLab (en azul).

7. Discusiones, conclusiones y recomendaciones

7.1. Calibración de la roca intacta

Basados en una robusta base de datos de ensayos de tensión indirecta, resistencia a la compresión uniaxial y triaxial, fue posible obtener los parámetros resistentes de la roca intacta del Complejo Máfico de El Teniente (CMET). Con esto conocido, se procedió a generar un material en el programa SRMLab, que los replicara. Los valores de los microparámetros del material generado, son los siguientes:

Tabla 7.1: Valores de los microparámetros que aseguran una correcta calibración, del material de roca intacta del CMET en El Teniente, en el programa *PFC3D*.

Ball E (GPa)	120
Ball Krat	4.5
Ball Density (kg/m3)	3149
Ball Friction	2.5
Ball Rrat	1.66
Sn (MPa)	43
Sn std (MPa)	8.6
Beta	0
pAll	True
Cohesion (MPa)	65.5
Cohesion std (MPa)	13.1
F. Angle (deg)	0
Bond Ec (GPa)	162
Bond Krat	5.01
Bond Rmult	1

Por otro lado, con los datos obtenidos en las distintas fases de la calibración, se pudo establecer una relación lineal entre los valores de los microparámetros ingresados en SRMLab y su correspondiente comportamiento macroscópico. Esto fue posible en el proceso de calibración de la roca intacta, para los parámetros: σ_n , *Ball E*, *Bond Ec* y cohesión. Posteriormente, se estimaron curvas que relacionan los parámetros microscópicos y el comportamiento macro, dando una estimación preliminar del valor necesario a utilizarse para conseguir una buena calibración. Las mencionadas curvas se pueden encontrar en las Figuras 7.1, 7.2 y 7.3.

Las correlaciones encontradas entre los microparámetros y la respuesta macroscópica de la muestra, presentan una relación lineal (Figuras 7.1, 7.2 y 7.3). A partir de una regresión lineal entre parámetros, considerando los datos de las Tablas 6.3, 6.4, 6.5 y 6.6, se obtuvieron

ecuaciones capaces de estimar los valores de los microparámetros requeridos, sirviendo como un punto de partida para futuros procesos de calibración de roca intacta. Es importante destacar que todas estas regresiones fueron efectuadas sobre los datos de simulaciones con una resolución de partículas de 12.5. Se espera que, para otras resoluciones, si bien se continuará con la linealidad de los datos, la pendiente de la curva puede variar. Se deja propuesto, para estudios posteriores, analizar la influencia de la resolución en dichas curvas, para generar una ley que aplique a cualquier simulación que se quieran efectuar.

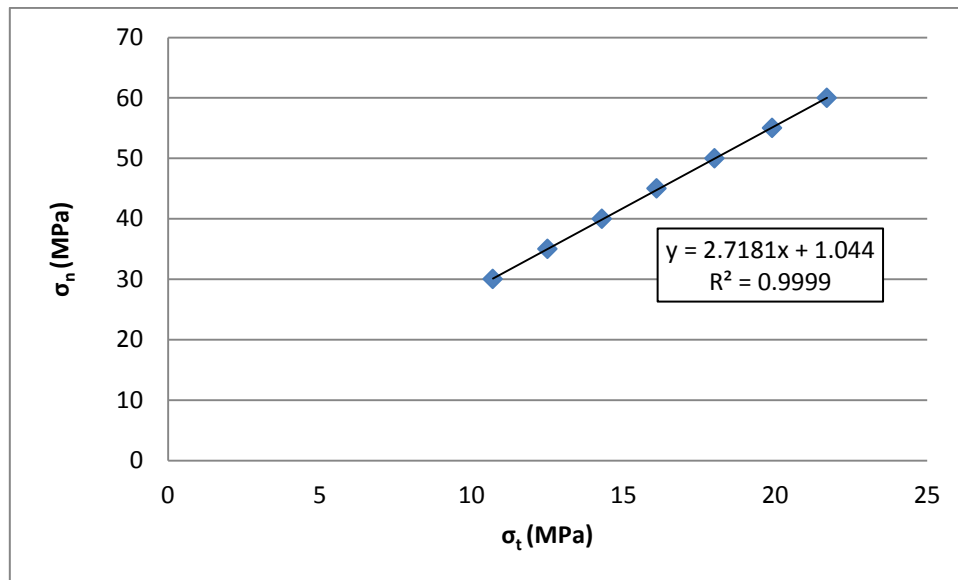


Figura 7.1: Gráfico de resistencia a la tensión a nivel macroscópico (σ_t) *versus* resistencia a la tensión microscópica, de los enlaces (σ_n). El gráfico fue construido obteniendo los datos de la Tabla 6.3 y Figura 6.2.

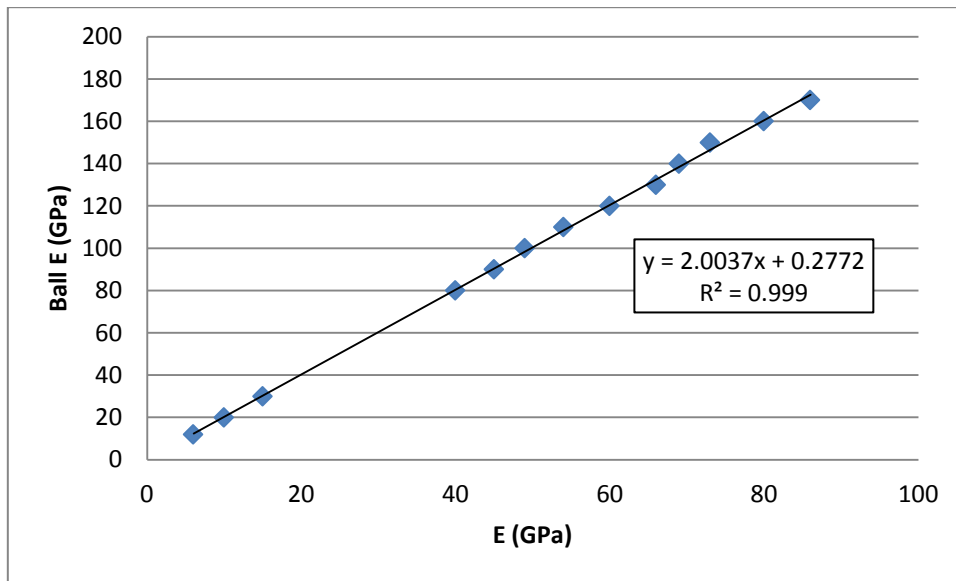


Figura 7.2: Gráfico de módulo de Young (E), *versus* parámetro microscópico (Ball E). Los valores utilizados para la elaboración de este gráfico, fueron obtenidos de la Tabla 6.4.

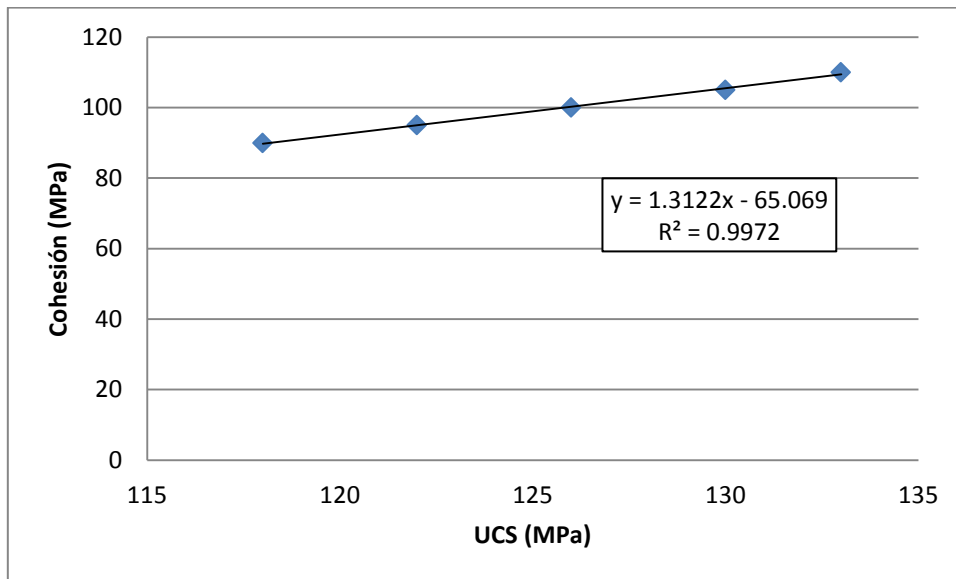


Figura 7.3: Gráfico de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) *versus* cohesión microscópica. Los valores utilizados para la elaboración de este gráfico, fueron obtenidos de las Tablas 5.5 y 5.6.

7.2. Calibración de ensayos de tensión en vetillas

Se efectuó un análisis de sensibilidad a los 7 parámetros que definen el comportamiento de una discontinuidad en el programa *PFC3D*. Posteriormente, se concluyó que de estos, solo la rigidez

normal de los enlaces (\bar{k}_n) y su resistencia a la tensión (σ_c), eran los que influían en los resultados de los ensayos de tensión, y los 5 restantes no era necesario calibrarlos, por lo cual se les mantuvo con un valor constante. Luego de esto, se efectuaron ensayos con diferentes valores en dichos dos parámetros, hasta conseguir una aproximación aceptable (con diferencia de menos del 1%) de los valores de laboratorio. Los resultados finales de la calibración, se exponen en la Tabla 7.2.

Tabla 7.2: Valores de los microparámetros \bar{k}_n y σ_c que aseguran una correcta calibración de los ensayos de tensión de vetillas de calcopirita. Para mayor detalle, ver Tabla 6.15.

Ensayo	\bar{k}_n (MPa/mm)	σ_c (MPa)
DAC24	295.60	0.637
DAC25	155.05	0.472
Promedio	225.33	0.555
Desv. estándar	99.38	0.117

Si se desea calibrar en el futuro vetillas con relleno mineralógico de calcopirita, se recomienda comenzar con los valores promedio obtenidos en este proceso. Cabe destacar que estos estudios solo se efectuaron para un espesor de 1 a 2 milímetros y baja rugosidad, con JRC de 6 a 8, según Barton y Choubey (1977). Queda propuesto para estudios posteriores, el análisis para vetillas con valores diferentes a los de este trabajo.

7.3. Calibración de ensayos de corte directo en vetillas

Al igual que la fase de calibración de los ensayos de tensión, se efectuó un análisis de sensibilidad a los 7 parámetros. Con esto, se determinó que de estos, solo la rigidez de corte de los enlaces (\bar{k}_s), la cohesión de contacto (c_b) y el coeficiente de fricción microscópica entre las partículas (μ) eran influyentes. Los dos primeros, determinan el comportamiento *pre-peak* del ensayo, mientras que μ condiciona el valor de la resistencia residual de la muestra. Posteriormente, se empezó a variar cada uno de estos parámetros para replicar los distintos ensayos estudiados. Se comenzó por encontrar el *peak* y *strain* asociado, para finalmente ajustar el comportamiento residual de la muestra. La Tabla 7.3 (a), (b) y (c) detalla los valores obtenidos.

Tabla 7.3: Valores de los microparámetros \bar{k}_s , c_b y μ que aseguran replicar los resultados obtenidos en los ensayos de laboratorio de corte directo, efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010).

(a) Vetillas de anhidrita

Muestra	\bar{k}_s (MPa/mm)	c_b (MPa)	μ	Stress normal (MPa)
DAC3A	66.3	6.75	1.234	5
DAC3B	61	14.47	1.400	10
Promedio	63.65	10.61	1.317	
Desv. estándar	3.75	5.46	0.117	

(b) Vetilla de yeso

Muestra	\bar{k}_s (MPa/mm)	c_b (MPa)	μ	Stress normal (MPa)
DAC7	98.9	4.58	1.135	5

(c) Vetillas de calcopirita

Muestra	\bar{k}_s (MPa/mm)	c_b (MPa)	μ	Stress normal (MPa)
DAC14A	400	29	1.000	5
DAC14B	500	30.9	1.280	10
Promedio	450	29.95	1.140	
Desv. estándar	70.71	1.34	0.198	

Igual que en la fase anterior, se recomienda utilizar los valores promedio para comenzar a calibrar ensayos de corte directo que cuenten con rellenos mineralógicos de características similares a las estudiadas acá.

7.4. Alcances finales

Para ambos ensayos de laboratorio simulados en SRMLab, tanto de tensión como de corte directo, se determinaron los parámetros críticos que influían en el comportamiento de la muestra, además de identificarse los que no influían en mayor manera en el mismo. En particular:

- Para los ensayos de tensión directa, son especialmente importantes la rigidez normal de los contactos (\bar{k}_n) y la resistencia a la tensión (σ_c).
- Para los ensayos de corte directo, son la resistencia al corte de los enlaces (\bar{k}_s), la cohesión de contacto (c_b) y el coeficiente de fricción microscópica entre las partículas (μ).

Adicionalmente, se probó por primera vez la implementación de los ensayos de corte directo en SRMLab, y se demostró que el programa *PFC3D* es capaz además de replicar el comportamiento post *peak* o residual de las muestras (Sección 6.5.2.2), en este caso, determinado principalmente por el parámetro de coeficiente de fricción microscópica entre las partículas (μ).

Con todo lo anterior, se demostró el correcto funcionamiento del programa *PFC3D*, tanto para la calibración de la roca intacta, como para el comportamiento de las vetillas en ensayos de tensión y corte directo, de al menos tres rellenos distintos, con un porcentaje de aproximación (éxito) alto: mayor al 92% y más cercano aún en algunos casos (Tabla 7.4).

Es importante destacar que en este trabajo se han utilizado técnicas nuevas para el proceso de calibración. Si bien lo concerniente a la roca intacta ya se encontraba preestablecido por Itasca™, este trabajo permitió confirmar que dicha metodología era pertinente y garantizaba un buen resultado. Lo realmente novedoso en este trabajo fue todo el proceso de calibración de ensayos de tensión y de corte directo, con lo cual queda trazado un posible camino a seguir para futuros procesos de calibración y simulación.

Tabla 7.4: Valores de los ensayos de laboratorio efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010), junto a los correspondientes obtenidos mediante la simulación en SRMLab. Se agrega una columna comparando porcentualmente la similitud entre ambos valores.

Tipo de ensayo	Muestra	Parámetro medido	Valores laboratorio	Valores SRMLab	Similitud
Tensión	DAC24	Stress peak (MPa)	1.3	1.302	99.80%
		Strain	-5.238×10^{-5}	-5.237×10^{-5}	99.99%
Tensión	DAC25	Stress peak (MPa)	1.0	1.000	100%
		Strain	-6.095×10^{-5}	-6.099×10^{-5}	99.93%
Corte directo	DAC3A	Stress peak (MPa)	8.00	8.01	99.87%
		Strain	4.5×10^{-3}	4.50×10^{-3}	100%
		Stress residual (MPa)	3.16	3.163	99.90%
Corte directo	DAC3B	Stress peak (MPa)	16.11	16.14	99.81%
		Strain	1.1×10^{-2}	1.11×10^{-2}	99.09%
		Stress residual (MPa)	7.59	7.592	99.97%
Corte directo	DAC7	Stress peak (MPa)	5.22	5.22	100%
		Strain	2.2×10^{-3}	2.25×10^{-3}	97.77%
		Stress residual (MPa)	3.03	3.034	99.86%
Corte directo	DAC14A	Stress peak (MPa)	17.45	16.92	96.86%
		Strain	5.4×10^{-3}	5.84×10^{-3}	92.46%
		Stress residual (MPa)	3.86	3.630	94.04%
Corte directo	DAC14B	Stress peak (MPa)	18.96	19.06	99.47%
		Strain	5.4×10^{-3}	5.03×10^{-3}	93.14%
		Stress residual (MPa)	7.27	7.345	98.97%

7.5. Trabajos futuros

Considerando todo el estudio anterior, se recomienda hacer los siguientes trabajos futuros a partir de éste:

- a. Efectuar correlaciones entre parámetros microscópicos y macroscópicos, tanto para roca intacta como discontinuidades. En particular, para la primera se podría establecer una relación entre el ángulo de fricción interna microscópica y macroscópica (lo cual no pudo ser apreciado en este trabajo). Para las discontinuidades, entre los parámetros pertenecientes al SJM y su correspondiente macroscópico.
- b. Realizar el proceso de calibrado con ensayos efectuados a vetillas con otros rellenos mineralógicos, para corroborar la metodología utilizada en este trabajo. Adicionalmente, se podría refinar el proceso de calibración, para optimizarlo.
- c. Analizar el efecto de la escala, en primera medida, con probetas de mayor diámetro a los 50 milímetros utilizados en este trabajo, y luego a escala de macizo rocoso.
- d. Estudiar el efecto de las razones de rigidez (k_n/k_s tanto de las partículas, como del cemento) en el comportamiento esfuerzo-deformación de la roca intacta, pertenecientes al modelo BPM.
- e. Analizar la influencia de la dilatancia en el proceso de simulación.

8. Referencias

- Álvarez, L. 1990.** Perfil de alteración y mineralización supérgena en el Yacimiento El Teniente, Rancagua, Chile. Memoria de Título, Universidad Católica del Norte, Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas, Departamento de Ciencias Geológicas. Antofagasta, Chile.
- Arévalo, A. y Floody, R. 1995.** Modelo global de alteración y mineralización. Estudio geometalúrgico del mineral a explotar a mediano y largo plazo. *Informe inédito*. CODELCO-Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología. 158 p
- Arévalo, A., Floody, R. y Olivares, A. 1998.** Modelo geometalúrgico. Estudio geometalúrgico del mineral a explotar a mediano y largo plazo. *Informe inédito* (GL-133/98), 76 p. CODELCO-Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología, Alto Colón, Chile.
- Arredondo, C. 1994.** Distribución, caracterización y génesis de los cuerpos de brecha en el sector central-este del Yacimiento El Teniente. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Chile, Departamento de Geología, 99 p.
- Barton, N. y Choubey, V. 1977.** The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics* 1/2:1-54. Viena, Austria.
- Bastin, E. 1917.** Report of the geology of the Braden mine, Rancagua, Chile. Informe Inédito, 96 p. Braden Copper Company. Sewell, Chile.
- Brown, E. 1981.** Rock characterization, testing and monitoring: ISRM suggested methods Published for the Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics. London, Pergamon Press. 211 p.
- Brzovic, A. 2001.** Fundamentos Geológicos Para Un Sistema De Clasificación Geotécnica Del Macizo rocoso Primario, Mina El Teniente; Hundibilidad Fase I, API-T01m101 – G1187 / 01.
- Brzovic, A. y Quezada, O. 2000.** Parámetros Geológicos que inciden en el Proceso de Hundimiento, mina Teniente Sub-6, Fase I. CODELCO Chile, División El Teniente. Superintendencia de Geología (Inédito): 89 pp. Rancagua.
- Brzovic, A. y Villaescusa, E. 2007.** Rock mass characterization and assessment of block-forming geological discontinuities during caving of primary copper ore at the El Teniente mine, Chile. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geomech*, Abstr. pp. 44, pp.565-583.
- Brzovic, A. y Figueroa, C. 2009.** Caracterización de las estructuras geológicas que definen la fragmentación durante el hundimiento de la mena primaria en mina El Teniente, Chile. Superintendencia de Geología, CODELCO-Chile, División El Teniente. Rancagua, Chile.
- Brzovic, A., Benado, D. y Seguel, J. 2009.** Enrejado de vetillas y calidad de roca de la mena primaria en Mina El Teniente, Chile. 1er Seminario Internacional de Geología para la industria Minera, GEOMIN. Aracena, I., Holmgren, C. & Kuyuenhoven, R. Editores. Gecamin, pp. 47-58. Antofagasta.
- Burgos, L. 2002.** Petrografía y geoquímica de la diabasa y diques basálticos que constituyen las “andesitas de la mina” en el Yacimiento El Teniente, VI Región, Chile. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Concepción, Departamento Ciencias de la Tierra, 108 p.
- Camus, F. 1975.** Geology of the El Teniente ore body with emphasis on wallrock alteration. *Economic Geology*, Vol.70, N°8, p. 1.341 - 1.372.
- Charrier, R. 1973.** Geología Regional de la provincia de O'Higgins y Colchagua. Publicación INEN, N°7, p. 1-69. Santiago, Chile.

- Charrier, E. 1981.** Mesozoic and Cenozoic stratigraphy of the Central Argentinean-Chilean Andes (32°-35°S) and chronology of their tectonic evolution. *Zentralblatt für Mineralogie, Geologie und Paläontologie, Stuttgart* 1 (3/4). p. 344-355.
- Charrier, R. y Munizaga, F. 1979.** Edades K-Ar de volcánicas cenozoicas del sector cordillerano del Río Cachapoal, Chile (34°15' L.S.). *Revista Geológica de Chile*, Vol. 7: 41-51.
- Charrier, R., Wyss, A., Flynn, J., Swisher III, C., Spichiger, S. y Zapatta, F. 1994.** Nuevos antecedentes estratigráficos y estructurales para las formaciones Coya- Machalí y Abanico, entre los 33°50' y 35° S, Cordillera Principal Chilena. In Congreso Geológico Chileno, No. 7, Actas 2, 1316-1319. Concepción.
- Charrier, R., Wyss, A., Flynn, J., Swisher, C., Mark, N., Zapatta, F., Mckenna, M. y Novacek, N. 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*. Vol. 9, N° 5-6, pp. 393-422.
- Cho N., Martín C. y Sego D. 2007.** A clumped particle model for rock. *Int J Rock Mech. Min Sci* 2007;44:997-1010.
- Cuadra, P. 1986.** Geocronología K-Ar del Yacimiento El Teniente y áreas adyacentes. *Revista Geológica de Chile*, N°27, p. 3-26.
- Cundall, P., y Strack, O. 1979.** "A Discrete Numerical Model for Granular Assemblies," *Géotechnique*, 29, 47-65.
- Cundall, P., Pierce, M. y Mas Ivars, D. 2008.** "Quantifying the Size Effect of Rock Mass Strength", in *SHIRMS 2008 (Proceedings, 1st Southern Hemisphere International Rock Mechanics Symposium, Perth, Western Australia, September 2008)*, Vol. 2, pp. 3-15. Y. Potvin *et al.*, Eds. Nedlands, Western Australia: Australian Centre for Geomechanics.
- Davidson, J. 1971.** Geología del área de las Nacientes del Teno, Provincia de Curicó. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Chile, Departamento de Geología.
- Davidson, J. y Vicente, J. 1973.** Características paleogeográficas y estructurales del área fronteriza de las Nacientes del Teno (Chile) y Santa Elena (Argentina) (Cordillera Principal, 35° a 35°15' latitud S). *Actas del Quinto Congreso Geológico Argentino*, Vol. 5, p. 11-55. Buenos Aires.
- De Los Santos, C. 2011.** Efecto de la mineralogía, alteración y geometría en la resistencia mecánica de las vetillas, mina El Teniente, Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Facultad de Ciencias Químicas, Departamento de Geología, 165 p. Concepción.
- Diederichs, M., Archibald, J., McKinnon, S. y Vallejos, J. 2007.** Acoustic Emission Characteristics and Failure of Uniaxial Stressed Intact Rock Samples. Mina El Teniente, CODELCO, Chile.
- Enrione, A. 1972.** Estabilidad de los terrenos del área de Alto Colón. Sociedad Minera El Teniente, Departamento de Geología. Inédito, 10 p.
- Falcón, M. y Rivera, O. 1998.** Estudio geológico distrital de la División El Teniente de CODELCO-Chile, escala 1:25.000. Informe inédito, 108 p. Vicepresidencia de exploraciones y asociaciones mineras, CODELCO Chile. Santiago, 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 (Inédito). Universidad de Chile, Departamento de Geología, 175 p.
- Figuroa, C. 2003.** Caracterización Geológica y Geotécnica de Colpas en Puntos de Extracción, Mina Teniente Sub 6, El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo.

- Universidad de Concepción, Departamento de Ciencias de la Tierra (Inédito): 135 pp., Concepción.
- Floody, R. 2000.** Estudio de vulnerabilidad geológica-geotécnica de la Chimenea de Brechas Braden. Fase 1, Geología de Brechas Braden. Informe inédito (GL-044/00) 90 p. CODELCO-Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología, Alto Colón, Chile.
- Floody, R. y Huete, C. 1998.** Potencial Distrito Teniente. Informe Inédito. Gerencia de Exploraciones, CODELCO-Chile. 49 p.
- Garrido, I. 1992.** Resumen nuevo modelo geológico-estructural y geotécnico, Yacimiento El Teniente (inédito), p. 99-151. CODELCO-Chile. Santiago.
- Garrido, I. 1995.** Geología estructural del distrito y la mina El Teniente y situación geodinámica regional. Proyecto Geodinámico Mina El Teniente, Proyecto API-1-1689. Internal report, Vol.1, 61 p. Superintendencia de Geología, CODELCO-Chile, División El Teniente.
- Garrido, I., Riveros, M., Cladouhos, T., Espiñeira, D. y Allmendinger, R. 1994.** Modelo geológico-estructural, Yacimiento El Teniente. Actas del VIII Congreso Geológico Chileno, Vol. 2, p. 1553-1558, Concepción.
- Gavia, B. 2005.** Resistencia en vetillas selladas del Yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología. 120 p., Santiago.
- Godoy, E. 1993.** Geología del Área entre los ríos Claro del Maipo y Cachapoal, Volumen I: Texto y Mapas, 67 p. Informe Final Proyecto CODELCO y SERNAGEOMIN.
- Godoy, E. y Lara, L. 1994.** Segmentación Estructural Andina a los 33°-34° latitud Sur: Nuevos datos en la Cordillera Principal. Congreso Geológico Chileno N° 7. Actas, Vol. 2, pp. 1344-1348. Concepción.
- Gómez, R. 2001.** Geología de las unidades volcanogénicas cenozoicas del área industrial de la mina El Teniente, entre Colón y Coya, Cordillera Principal de Rancagua, VI Región. El Teniente. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Chile, Departamento de Geología, 143 p.
- Hevia, B. 1984.** Estudio Geotécnico De Probetas De Testigos De Sondajes Sometidas A Ensayos De Mecánica De Rocas. Informe De Práctica. Departamento De Geología. CODELCO, División El Teniente, Inédito. Rancagua.
- Howell, F. y Molloy, J. 1960.** Geology of the Braden Orebody, Chile. *Economic Geology*, Vol. 55, p. 863-905.
- Itasca Consulting Group, Inc. 2004.** *UDEC (Universal Distinct Element Code)*, Version 4.0. Minneapolis: ICG.
- Itasca Consulting Group, Inc. 2007.** *3DEC (3-Dimensional Distinct Element Code)*, Version 4.1. Minneapolis: ICG.
- Itasca Consulting Group, Inc. 2008.** *FLAC (Fast Lagrangian Analysis of Continua)*, Version 6.0. Minneapolis: ICG.
- Karzulovic, A. 2001.** Propiedades Geomecánicas De Estructuras en Roca Primaria; Estudio DT – CG – 01 – 003.
- Karzulovic, A. 2006.** Criterios de Homologación para una Minería en Roca Primaria. CODELCO, División El Teniente, Inédito. DT-CG-2006-002. Rancagua.
- Klöhn, C. 1960.** Geología de la Cordillera de los Andes de Chile Central. Boletín N°8, 95 p. Instituto de Investigaciones Geológicas. Santiago, Chile.
- Kulatilake PHSW, Malama B y Wang J. 2001.** Physical and particle flow modeling of *jointed* rock block behavior under uniaxial loading. *Int J Rock Mech Min Sci.* 38:641-657.

- Kurtz, A., Kay, S., Charrier, R. y Farrar, E. 1997.** Geochronology of Miocene plutons and exhumation history of the El Teniente region, Central Chile (34°-35°). *Revista Geológica de Chile*, Vol. 16. p. 145-162.
- Lindgren, W. 1917.** Report on the Rancagua Mines. Informe inédito, 53 p. Braden Copper Company. Sewell, Chile.
- Lindgren, W. y Bastin, E. 1922.** The Geology of the Braden Mine, Rancagua, Chile. *Economic Geology*, vol.17, p.75- 79.
- Maksaev, V., Munizaga, F., Mc Williams, M., Thiele, K., Arévalo, A., Zúñiga, P. y Floody, R. 2001.** $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ Geochronology of the El Teniente Porphyry Copper Deposit. III Simposio Sudamericano de Geología Isotópica, Pucón, Chile. Extended Abstracts (CD-ROM) p. 496- 499.
- Maksaev, V., Munizaga, F., McWilliams, M., Fanning, M., Mathur, R., Ruiz, J. y Zentilli, M. 2004.** New Chronology for El Teniente, Chilean Andes, from UPb, $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$, Re-Os, and Fission-Track Dating: Implications for the Evolution of a Supergiant Porphyry Cu-Mo Deposit. Society of Economic Geologists, Special Publication 11, p.15-54.
- Marambio, F., Pereira J. y Russo, A. 1999.** Estudio Propiedades Geotécnicas Proyecto Pipa Norte. Informe Superintendencia de Geología. CODELCO, El Teniente, Inédito. GL-280/99. Rancagua.
- Marambio, F., Pereira, J. y Russo, A. 2000.** Caracterización De Las Propiedades Geotécnicas De Las “Andesitas De La Mina”, Yacimiento El Teniente, Chile Central. Congreso Geológico Chileno N° 9. Actas Vol. 1: 279 – 282. Puerto Varas.
- Martínez, R. y Osorio, R. 1963.** Consideraciones preliminares sobre la presencia de Carófitas fósiles en la Formación Colimapu. *Revista Minerale*s, v.18, N° 82, p. 26-43.
- Mas Ivars, D. 2010.** Bonded particle model for *jointed* rock mass, Tesis de doctorado (Inédito), KTH-Engineering Geology and Geophysics Research Group, Department of Land and Water Resources Engineering, Royal Institute of Technology (KTH) SE-100 44 Estocolmo, Suecia.
- Mas Ivars, D. 2011.** Synthetic Rock Mass Basics (diapositivas de PowerPoint). Santiago, Chile.
- Mas Ivars, D., Potyondy, D., Pierce, M. y Cundall, P. 2008.** “The *Smooth joint Contact Model*.” 2 page extended abstract for the *8th World Congress on Computational Mechanics (WCCM8)*, Venice, Italy, June 30-July, 2008.
- Mas Ivars, D., Pierce, M., Darcel, C., Reyes-Montes, J., Potyondy, D., Young, R. y Cundall, P. 2011.** The Synthetic Rock Mass Approach for *Jointed* Rock Mass Modelling. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 48:219-244.
- Mayne-Nicholls, A., Reyes, S. y Vicencio, S. 1996.** Modelamiento geológico de El Teniente, Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile. *Informe inédito*. EGM Servicios Ltda. Alto colón, Chile.
- Morel, R. y Spröhnle, C. 1992.** Mapa de la geología distrital, Hoja Sewell. Map GL 88-7548, escala 1:50.000. Superintendencia Geología de El Teniente, Rancagua. CODELCO-Chile.
- Munizaga, F., Maksaev, V., Mathur, R., Ruiz, J., McWilliams, M. y Thiele, K. 2002.** Understanding molybdenite Re-Os ages from the El Teniente porphyry copper deposit, Chile. 2002 Denver Annual Meeting (October 27-30, 2002), paper N° 152-5, 1 p.
- Ojeda, J., Hernández, E., Ossandón, G., Enrione, A. y Mestre, A. 1980.** El Pórfido Cuprífero El Teniente. Informe Inédito, 76 p. CODELCO-Chile, División El Teniente.
- Ossandón, G. 1974.** Petrología y alteración del Pórfido Dacítico, Yacimiento El Teniente. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Chile, Departamento de Geología, 189 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 Para Optar al Título de Geólogo. Universidad De Concepción, Departamento De Ciencias De La Tierra (Inédito): 150 pp. Concepción.
- Park, E-S, Martín, C. y Christiansson, R. 2004.** Simulation of the mechanical behavior of discontinuous rock masses using a bonded-particle model. In: Proc 6th North Amer Rock Mech Symp, Houston, Yale D, *et al.*, eds, paper ARMA 04-480.
- Pereira, J. 1995.** Caracterización de la Fase Inicial del Proceso de Fragmentación de la Zona de Mineral Primario Inducida Por la Minería Masiva. Sector Teniente-4 Sur, Yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 108 pp., Santiago.
- Pierce, M., Gaida, M., y DeGagne, D. 2009.** “Estimation of Rock Block Strength,” in *ROCKENG09 (Proceedings, 3rd CANUS Rock Mechanics Symposium, Toronto, May 2009)*, Paper No. 4360.M. Diederichs and G. Grasselli, Eds.
- Portigliati, C. y Camus, F. 1974.** Alteración hidrotermal del Yacimiento El Teniente. *Informe inédito* (preliminar), 36 p. CODELCO-Chile, División El Teniente, Departamento de Geología. Alto Colón, Chile.
- Potyondy, D. y Cundall P. 2004.** A bonded-particle model for rock. *Int J Rock Mech. Min Sci* 2004;41:1329–64.
- Potyondy, D., Pierce M., Mas Ivars, D. y Cundall, P. 2010.** Adding *joints* to a bonded-particle model for rock. (In preparation).
- Rabbia, O., Reich, M., Hernández, L., King, R. y López-Escobar, L. 2000.** High-Al TTG-Like suite at the El Teniente porphyry copper deposit, Chile. *Actas del IX Congreso Geológico Chileno*, Vol. 1, p. 326-330. Puerto Varas.
- Rivera, O. y Falcón, F. 2000.** Secuencias de relleno de cuencas volcano-tectónicas transversales Oligoceno-Miocenas en los alrededores del Yacimiento El Teniente (33° 45' -34° 30' S). IX° Congreso Geológico Chileno, Puerto Varas, v.1, pp. 819-823.
- Rivera, O. y Cembrano, J. 2000.** Modelo de Formación de Cuencas Volcano-Tectónicas en Zonas de Transferencia Oblicuas a la Cadena Andina: El Caso de las Cuencas Oligo-Miocenas de Chile Central y su Relación con Estructuras NWW-NW (33° 00' -34° 30' S). Congreso Geológico Chileno N° 9, 2001. *Actas*, Vol. 1, pp. 631-636. Puerto Varas.
- Riveros, M. 1991.** Geología del Pórfido Latítico del sector sur del Yacimiento El Teniente. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Chile, Departamento de Geología, 164 p.
- Rodrigo, J. 1999.** Influencia De las Estructuras en la Ruptura de las Probetas sometidas a Compresión Uniaxial. Andesita, Teniente 4, Yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad De Chile, Departamento de Geología y Geofísica. Santiago.
- Rojas, A. 2002.** Petrografía y geoquímica del Pórfido Teniente, ubicado en el sector norte del Yacimiento El Teniente, Provincia de Cachapoal, VI Región, Chile. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Concepción, Departamento Ciencias de la Tierra, 133 p.
- SGL-I-123/03. 2003.** Estándares y Metodologías de Trabajo para Geología de Minas Actualización Año 2003. Superintendencia Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile. Alto Colón, Chile.
- Sillitoe, R. y Newman, H. 1971.** Alteración hidrotermal asociada con mineralización tipo cobre porfídico en Chile. *Informe inédito*, 18 p. Instituto de Investigaciones Geológicas. Santiago, Chile.

- Skewes, M. 1999.** Notas petrográficas sobre algunas brechas de El Teniente. *Informe inédito*, 34 p. CODELCO-Chile División El Teniente, Superintendencia Geología. Alto Colón, Chile.
- Skewes, M. 2000.** Rocas ígneas del depósito de cobre El Teniente, Chile Informe Inédito. Departamento de Geología, Superintendencia de Geología, División El Teniente, CODELCO-Chile. 94 p.
- Skewes, M. y Stern, Ch. 1994.** Tectonic Trigger for the formation of the Late Miocene Cu-Rich breccia pipes in the Andes of Central Chile. *Geology*, Vol. 22, p. 551-554.
- Skewes, M. y Stern, Ch. 1995.** Genesis of the Giant Late Miocene to Pliocene copper deposits of Central Chile in the context of Andean magmatic and tectonic evolution. *International Geology review*, Vol. 37, p. 893-909.
- Skewes, M. y Arévalo, A. 1997.** Andesitas de la Mina, El Teniente: VIII. Congreso Geológico Chileno, Actas, Vol. 2, p. 1.162-1.164. Antofagasta.
- Skewes, M. y Arévalo, A. 2000.** El complejo de gabros y diabasas que hospeda a las brechas mineralizadas del depósito de cobre El Teniente, Chile Central. Actas del IX Congreso Geológico Chileno, Vol. 1, p. 380-384. Puerto Varas.
- Skewes, M., Arévalo, A., Floody, R., Zúñiga, P. y Stern, Ch. 2002.** The Giant El Teniente Breccia Deposit: Hypogene Copper, Distribution and Emplacement. *Society of Economic Geologists*. Special Publication N° 9. Capítulo 14: 299-332 pp. Boulder.
- Technical Research Institute of Sweden. 2010.** Direct shear and tensile tests of unbroken rock joints (SP Report PX00650). Sweden
- Spröhnle, C. 1990.** Exploración sector sur-este mina El Teniente. Informe Inédito GL-402/90. Superintendencia de Geología, CODELCO-Chile, División El Teniente. 8 p.
- Stern, Ch. y Skewes, M. 1995.** Miocene to present magmatic evolution at the Northern end of the Andean Southern Volcanic Zone, Central Chile. *Revista Geológica de Chile*, Vol. 22, p. 261-272.
- Stern, Ch. y Skewes, M. 1997.** Subduction of the Juan Fernández Ridge below Central Chile: effects on subduction geometry, rates of subduction erosion, arc migration and magma chemistry, and genesis of copper deposits. Actas del VIII Congreso Geológico Chileno, Vol. 3, p. 1724-1728. Antofagasta.
- Thiele, R. 1980.** Hoja Santiago. Región Metropolitana. Instituto de Investigaciones Geológicas, Carta Geológica de Chile, escala 1:250.000. N° 39, 51 pp. Santiago.
- Valenzuela, R. 2002.** Mineralización sulfurada hipógena de cobre en el sector central del Yacimiento El Teniente, VI Región, Chile. *Memoria para optar al título de Geólogo*. 80 p. Departamento de Ciencias de la Tierra, Facultad de Ciencias Químicas, Universidad de Concepción. Concepción, Chile. En prensa.
- Vallejos, J. y Suzuki, K. 2011.** Manual Usuario v1.0 Synthetic Rock Mass (SRM), SRMLab Versión 1.0. CODELCO Chile-División El Teniente. Contrato 4501110856.
- Villalobos, J. 1975.** Alteración hidrotermal de las andesitas del Yacimiento El Teniente, Chile. Tesis de Doctorado. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Geología. 125 p.
- Willoner, A. 2000.** Characterization of rock mass quality and prediction of mass behaviour; an investigation into the parameters which influence the strength of healed joints in hypogene mineralized andesite at El Teniente Copper mine, Chile. *Memoria para optar al título de Geólogo*. The University of Leeds, School of Earth Sciences, Inédito: 82 pp. Leeds.

- Zúñiga, P. 1979.** Estudio de Colpas y Sondajes IG-11, Block 11-101 Ten-4 Central. Informe Técnico. Departamento de Geología. CODELCO, División El Teniente, Chile, Inédito: 20 p. Rancagua.
- Zúñiga, P. 1982.** Alteración y mineralización hipógenas en el sector oeste del Yacimiento El Teniente. Memoria de Título (Inédito), Universidad de Chile, Departamento de Geología. 104 p.

ANEXO A

Descripción del proyecto “Servicios de ensayos de laboratorio en estructuras geológicas y asesoría en la aplicación de la técnica de modelado numérico de Macizos Rocosos Sintéticos (SRM). CODELCO Chile, División El Teniente, Contrato 450111085”

VII. PROPUESTA TÉCNICA

Contenido	
7.1 Introducción	114
7.2 Objetivos	116
7.3 Metodología	116
7.4 Referencias	122

7.1 Introducción

Un macizo rocoso está constituido por roca intacta y discontinuidades, por lo que cualquier representación del comportamiento y resistencia del macizo debe incluir una combinación/interacción adecuada del sistema roca intacta-discontinuidades.

Determinar las propiedades mecánicas de especímenes de roca intacta y discontinuidades mediante ensayos de laboratorio estándares es una tarea relativamente bien establecida. El desafío de cualquier proyecto de ingeniería en materiales rocosos es extrapolar desde ensayos de laboratorio para estimar el comportamiento y resistencia en terreno del macizo rocoso. Las estrategias aplicables para la determinación de las propiedades mecánicas de un macizo rocoso pueden ser clasificadas en cuatro:

- Métodos de clasificación y caracterización geotécnica de macizos rocosos,
- Ensayos en terreno a escala de macizo rocoso,
- Modelos matemáticos,
- Back-análisis de fallas observadas en terreno.

Los métodos de clasificación geotécnica de macizos rocosos emplean un índice de calidad geotécnica para calificar el macizo rocoso y, de acuerdo a esta calificación o “rating”, clasificarlo según su calidad geotécnica (ver por ejemplo: Bieniawski, 1979; Laubscher and Jakubec, 2001;

Barton, 2002; Hoek, 1994). Estos métodos evalúan la competencia del macizo rocoso a partir de observaciones en terreno y ensayos de laboratorio. Este rating es utilizado posteriormente en correlaciones y gráficos empíricos que permiten estimar las propiedades mecánicas (resistencia y deformabilidad) del macizo rocoso. Si bien estas herramientas han sido extremadamente valiosas para la proyección de diversos proyectos de ingeniería, el supuesto de que un índice único puede capturar el comportamiento estructural de un macizo rocoso complejo es debatible.

Las propiedades mecánicas relevantes y el comportamiento de un macizo rocoso pueden ser determinadas mediante ensayos en terreno a escala de macizo rocoso. Sin embargo, estos ensayos son:

- generalmente difíciles de realizar,
- muy costosos y difícil de justificar en un proyecto de ingeniería y
- los resultados son difíciles de interpretar (Bieniaswski, 1978).

Los modelos matemáticos simulan al sistema roca intacta-discontinuidades como elementos discretos en el macizo rocoso. Dentro de estas se encuentra la técnica de macizos rocosos sintéticos (SRM) que es una nueva herramienta que permite simular el comportamiento mecánicos de macizos rocosos. La técnica utiliza un modelo de partículas discretas adheridas para representar al material intacto (Potyondy and Cundall, 2004) y un modelo de contacto de discontinuidades para representar al sistema de discontinuidades (Mas Ivars et al., 2008b). De esta manera el comportamiento macroscópico de un espécimen de SRM depende de la creación de nuevas fracturas a través de material intacto y del deslizamiento y apertura de las discontinuidades pre-existentes.

Una aproximación interesante para estimar las propiedades mecánicas de macizos rocosos es mediante el back-análisis de fallas observadas en terreno. Esto, sin embargo, requiere de un mecanismo de falla bien definido, lo cual no es siempre el caso en ambientes geológicos complejos.

En general, se observa que los mejores resultados se obtienen cuando los métodos son aplicados en conjunto. Es por esto que esta propuesta presenta un enfoque integral entre ensayos de laboratorio, caracterización geológica y el uso de la técnica de macizos rocosos sintéticos (SRM) a escala de laboratorio y terreno como un laboratorio virtual para realizar experimentos

numéricos de manera de comprender de una mejor manera el comportamiento cualitativo y cuantitativo del macizo rocoso de la mina El Teniente.

7.2 Objetivos

El objetivo final del proyecto es contribuir de manera cuantitativa al entendimiento y caracterización del comportamiento del macizo rocoso primario que actualmente se explota en la mina El Teniente.

Para lograr este objetivo se plantean los siguientes objetivos específicos:

- Realizar ensayos de laboratorio en especímenes de roca con estructuras geológicas focalizándose en el estudio del comportamiento y resistencia de vetillas del yacimiento El Teniente.
- Desarrollar una metodología para caracterizar la resistencia y el arreglo espacial de estructuras geológicas de las probetas ensayadas en laboratorio.
- Asesorar a la mina El Teniente con la aplicación de la técnica de modelación numérica de macizos rocosos sintéticos a escala de laboratorio y de macizo rocoso.
- Desarrollar guías que permitan a la mina El Teniente calibrar y aplicar la técnica de macizos rocosos sintéticos a escala mina.

7.3 Metodología

Ensayos de laboratorio- Caracterización estructuras geológicas

Este ítem del proyecto contempla la realización de ensayos de laboratorio, descripción de estos, caracterización de la resistencia de probetas y estructuras geológicas.

Se ha planificado una batería de ensayos que se focalizará en la medición del comportamiento particular de las estructuras geológicas del yacimiento El Teniente (vetillas). Para esto, se realizarán ensayos de Compresión Uniaxial y cortes directos tipo Hoek de gran tamaño, (ambos

sin llegar a la ruptura) registrando el esfuerzo a que es sometida la muestra y sus deformaciones, la cuales serán medidas a través de strain gauges y/o sistemas de LVDT.

Esta campaña de ensayos contempla un total de 96 probetas, las que serán aportadas por la mina El Teniente, siendo divididas en muestras con vetillas perpendiculares al eje axial y muestras con vetillas inclinadas respecto al eje axial.

Todos los ensayos se realizarán en Idiem Santiago, sección Geotecnia, ubicada en Plaza Ercilla 993, 2° piso, Santiago Centro.

Cabe señalar que durante el proyecto se desarrollará un equipo de carga especial, tipo corte Hoek, de grandes dimensiones capaz de ensayar probetas de mayor tamaño. El sistema a implementar se basará en cortes directos de características semejantes tal como se muestra en la fotografía adjunta.



Foto 1: Corte directo tipo Hoek de mayor tamaño.

Particularmente en lo referido al análisis de las muestras por parte del Departamento de Geología, se generará primero un protocolo de ensayos para definir la caracterización de las rocas y vetillas a ensayar para los diferentes tamaños. Se realizará un trabajo integral sobre las muestras, involucrando y fusionando las áreas geología y geotecnia, elaborando un informe final con análisis orientados en ambas áreas, con resultados de ensayos y su interpretación, además de descripciones petrográficas de las muestras antes y después de la falla, y un informe geológico realizado por expertos del Departamento de Geología.

Se tomarán fotografías y se describirán las muestras, con énfasis en el espesor y tipo de relleno y orientación de las discontinuidades presentes antes de ser ensayadas. Luego del ensayo se repetirá el procedimiento, poniendo énfasis en el tipo de ruptura y características mineralógicas de las vetillas que fallaron. Posteriormente, se analizarán los resultados obtenidos y se generará un informe.

Algunos de estos ensayos (los de probetas a distintas escalas) son parte de una propuesta de validación de la técnica de modelación numérica de macizos rocosos sintéticos entre Codelco/División El Teniente y el MMT2 (Mass Mining Technology).

Modelación numérica con la técnica de macizos rocosos sintéticos

Este ítem considera la aplicación de la técnica de modelación numérica de macizos rocosos sintéticos a nivel de dos escalas:

- A nivel de ensayos de laboratorio que involucra volúmenes de roca entre 10^{-4} a 10^{-2} m³.
- A nivel de macizo rocoso con volúmenes de roca del orden de 10^1 m³.

El objetivo de simular numéricamente a escala de probetas es reproducir el comportamiento de las vetillas de la mina El Teniente frente a ensayos de tracción, de corte y de compresión uniaxial. Los ensayos de laboratorio presentan condiciones experimentales controladas con la oportunidad de lograr buenas calibraciones y determinar numéricamente los parámetros que deben ser utilizados para simular los resultados de los ensayos reales. Esto se realizará mediante una memoria de grado para un Geólogo y una tesis de Magíster para un Ingeniero de Minas, guiadas en conjunto por los Deptos. de Geología y de Ing. de Minas. Para la memoria de grado se utilizarán para calibrar la técnica de SRM los resultados de los ensayos de corte y tracción directa ya realizados en Suecia. Para la tesis de Magister se simularán los resultados de los nuevos ensayos realizados en Idiem, utilizando como input la caracterización geológica y espacial (3D) del arreglo de discontinuidades entregada por el Depto. de Geología,

complementado con los avances logrados en la memoria de grado. El principal objetivo de la tesis de Magister es lograr modelar los resultados de probetas de distintos diámetros (50, 100, 150 mm) sometidas a carga de compresión uniaxial de manera de cuantificar el efecto tamaño a nivel de ensayos de laboratorio. Adicionalmente, el equipo de trabajo (Codelco/División El Teniente-U. de Chile) trabajará en conjunto con iniciativas similares en Canadá a través de la propuesta Codelco/División El Teniente- MMT2 mencionada anteriormente con probetas de 50 mm diámetro en ensayos de compresión triaxial. Los títulos y objetivos preliminares de la memoria de Grado y tesis de Magister se incluyen al final de esta sección.

La segunda escala del problema es a nivel de macizo rocoso. En este contexto, la asesoría del Depto. de Ing. Minas cumplirá un rol fundamental y complementario a la iniciativa global de Itasca-Codelco/División El Teniente para el desarrollo de modelos numéricos con la técnica del SRM a escala de macizo rocoso. El principal objetivo de esta parte del proyecto es el estudio de las propiedades de las estructuras geológicas que deben incluirse en estos modelos numéricos de manera de que reflejen las condiciones de daños del macizo rocoso observado en labores de la mina El Teniente. En este contexto, el Depto. de Minas se apoyará en la transferencia tecnológica de la técnica de modelación numérica SRM a ser realizada por Itasca, dirigirá las memoria de grado y tesis de magíster mencionadas anteriormente, y completará con un estudio detallado de un “macizo rocoso tipo de El Teniente” sometido a distintas condiciones de esfuerzos. Todo esto englobado en el proceso de lograr una mejor comprensión y entendimiento del comportamiento del macizo rocoso (roca intacta y estructuras geológicas) como respuesta a la minería aplicada.

A continuación se presenta un detalle de las tareas a ser realizadas por el Depto. de Ing. de Minas para un dominio geotécnico con un segundo sistema de discontinuidades (DFN) de la mina El Teniente:

1. *Calibración de la técnica SRM a escala de roca intacta.*
Incluye la variación de las propiedades de las partículas discretas de manera de simular el comportamiento macroscópico y efecto tamaño observado en ensayos de laboratorio en roca intacta para el dominio geotécnico seleccionado.
2. *Estimación de propiedades de vetillas.*
Determinación de los parámetros necesarios para el modelo de contacto de discontinuidades. Contempla la simulación de ensayos de corte directo en vetillas. Basándose en los resultados obtenidos de la memoria de grado. Se escogerán tres sets de propiedades de resistencia (baja, mediana, alta) para ser utilizados en las simulaciones a escala de macizo rocoso.

3. *Estimación del volumen representativo equivalente (REV).*

Simulación de ensayos de tracción directa, compresión uniaxial, y triaxial a dos niveles de confinamiento a escala de macizo rocoso. La simulación de estas trayectorias de esfuerzos permitirá caracterizar la respuesta de la técnica de SRM calibrada para un macizo rocoso de El Teniente con dominio geotécnico conocido en tres direcciones de carga. La dependencia de resistencia y rigidez con el tamaño del REV será investigado para estas trayectorias de esfuerzos.

4. *Estudio de fragmentación.*

Se construirán macizos rocosos de tamaño REV con los tres sets de propiedades de discontinuidades escogidos en la tarea 2. Cada macizo será sometido a un total de cuatro trayectorias de esfuerzos. Para cada simulación se estudiará la fragmentación de las siguientes dos condiciones:

1.1. In-situ:

La distribución del tamaño de bloques de los dominios geotécnicos generados serán analizados y comparados con las observaciones existentes in-situ en El Teniente.

1.2. Inducida:

La fragmentación simulada producida por cada trayectoria de esfuerzos será caracterizada por la distribución de tamaño de bloques y la orientación, persistencia, y espaciado de nuevas fracturas.

Las tareas anteriores serán realizadas bajo la supervisión de Itasca.

El procedimiento de la transferencia tecnológica a ser realizado por Itasca, incluye 120 horas de entrenamiento y un curso de cinco días, en los que el Depto. de Ing. de Minas participará activamente. Posterior a cada transferencia tecnológica, se preparará una minuta con los tópicos tratados, avances y situaciones resueltas de manera de documentar los aspectos teóricos y la metodología de calibración y utilización de la técnica de macizos rocosos sintéticos. Se entregarán cuatro informes de avance a la mina El Teniente que incluirán los avances y la compilación de los conocimientos adquiridos durante la transferencia de tecnología de la técnica de macizos rocosos sintéticos. Esta documentación será utilizada en la elaboración de un informe final: “Guías para la utilización del software PFC con metodología SRM” que incluirá todos los pasos necesarios para construir y calibrar un modelo numérico con la técnica de macizos rocosos

sintéticos. El informe incluirá ejemplos de archivos de entrada y salida para cada una de las etapas de construcción del modelo, como también las limitaciones de la técnica SRM identificadas durante el proyecto.

Memoria de grado para un Geólogo:

“Modelación numérica del comportamiento a escala de laboratorio de las vetillas de El Teniente mediante el software Particle Flow Code (PFC)”

Objetivo General:

Determinar los parámetros constitutivos de las vetillas de la mina El Teniente que reproduzcan su comportamiento frente a ensayos de tracción y corte.

Objetivos específicos:

- Caracterizar las vetillas y definir las propiedades que determinan el comportamiento observado en ensayos de corte cizalle y tracción.
- Calibrar el software PFC con la técnica de macizos rocoso sintéticos (SRM) con los datos de ensayos en vetillas de El Teniente (Reproducir los resultados de los ensayos).
- Definir SRM para nuevos ensayos de corte realizados (ver los disponibles proyecto Idiem).

Tesis de Magister para un Ingeniero de Minas:

“Modelación numérica del efecto tamaño a escala de laboratorio mediante el software Particle Flow Code (PFC)”

Objetivo General:

Determinar los parámetros constitutivos de probetas de roca de la mina El Teniente de manera de reproducir su comportamiento y efecto tamaño frente a ensayos de compresión uniaxial.

Objetivos específicos:

- Definir las propiedades y arreglo de discontinuidades que determinan el comportamiento observado en ensayos de compresión uniaxial.
- Calibrar el software PFC con la técnica de macizos rocoso sintéticos (SRM) con los datos de ensayos de rocas de El Teniente (Reproducir los resultados de los ensayos).

7.5 Referencias

Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 39(2): 185-216.

Bieniawski, Z.T. (1978). Determining rock mass deformability: experience from case histories. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 15, 237-247.

Bieniawski, Z.T. (1979). The geomechanics classification in rock engineering applications. *Proc. 4th Int. Congress on Rock Mechanics, Montreux, Vol. 2*, pp. 41-48, Balkema: Rotterdam.

Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. *ISRM News Journal*, 2(2): 4-16.

Laubscher, D.H. and Jakubec, J. (2001). The MRMR rock mass classification for jointed rock masses. *Underground mining methods: Engineering fundamentals and International Case Histories* (eds. WA Hustrulid and RL Bullock), pp. 455-463. SME: Littleton, Colorado.

Mas Ivars, D., Potyondy, D.O., Pierce, M. and Cundall, P.A. (2008). The smooth-joint contact model. In *Proceedings of the 8th world congress on computational mechanics, Venice*. paper a2735.

Potyondy, D.O. and Cundall, P.A. (2004). A bonded-particle model for rock. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 41, 1329-1364.

ANEXO B

Recopilación de ensayos geotécnicos de tracción indirecta tipo brasilero, de resistencia a la compresión uniaxial y triaxial, realizados por Codelco, División El Teniente, a muestras pertenecientes al Complejo Máfico El Teniente (CMET).

Tabla B.1: Recopilación de ensayos de tracción indirecta, tipo brasilero, realizados por El Teniente. Modificado de De Los Santos (2011).

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	ESPESOR DISCO (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	FECHA
R52.2	BRASIL	100	32.9	13	1001	ENE/99
R40.1	BRASIL	100	32.2	14	1001	ENE/99
R40.2	BRASIL	100	34.4	11	1001	ENE/99
R40.3	BRASIL	100	28.9	13	1001	ENE/99
R51.1	BRASIL	100.1	33.5	13	1001	ENE/99
R51.2	BRASIL	100.1	31.7	12	1001	ENE/99
R51.3	BRASIL	100.1	32	14	1001	ENE/99
R51.4	BRASIL	100.1	32.3	13	1001	ENE/99
R51.5	BRASIL	100.1	30	8	1001	ENE/99
R51.6	BRASIL	100.1	30.9	15	1001	ENE/99
R52.1	BRASIL	100.1	32.9	12	1001	ENE/99
R52.3	BRASIL	100.1	31.7	11	1001	ENE/99
R52.4	BRASIL	100.1	34.6	14	1001	ENE/99
R40.4	BRASIL	100.1	32.3	8	1001	ENE/99
R40.5	BRASIL	100.1	36.4	12	1001	ENE/99

Tabla B.2: Recopilación de ensayos de resistencia a la compresión uniaxial (UCS), realizados por El Teniente. Se destacan en amarillo los ensayos seleccionados para este trabajo (con ruptura tipo A, a lo largo de la roca intacta). Modificado de De Los Santos (2011).

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
24 E-5	CUS	23.4	104	Andesita Afanítica	59.8	D	SGL-I-047-2003
24 E-2	CUS	23.7	95	Andesita Afanítica	62.4	A	SGL-I-047-2003
24 E-3	CUS	23.7	126	Andesita Afanítica	62.9	B	SGL-I-047-2003
24 E-6	CUS	23.7	101	Andesita Afanítica	61.1	B	SGL-I-047-2003
24 E-1	CUS	23.8	125	Andesita Afanítica	60.1	A	SGL-I-047-2003
24 E-4	CUS	23.8	132	Andesita Afanítica	62.6	B	SGL-I-047-2003
24 E-7	CUS	23.8	109	Andesita Afanítica	62.6	D	SGL-I-047-2003
24 E-8	CUS	23.8	148	Andesita Afanítica	61.6	D	SGL-I-047-2003
24 E-9	CUS	23.8	140	Andesita Afanítica	63.2	B	SGL-I-047-2003
DDH1314	S15+CUS	34.9	46.37	1001			BASE To_29
DDH1319	CUS	35.1	160.59	1001			BASE To_112
DDH1464	S15+CUS	35.1	143.62	1001			BASE To_64
DDH1218	CUS	35.8	121.75	1001			BASE To_97
DDH1343	S15+CUS	35.9	138.26	1001			BASE To_38
DDH1126	CUS	36	148.57	1001			BASE To_78
DDH1377	CUS	36	126.9	1001			BASE To_131
DDH1387	CUS	36	151.22	1001			BASE To_137
DDH1123	CUS	36.1	71.84	1001			BASE To_77
DDH1213	CUS	36.1	195.4	1001			BASE To_94
DDH1226	S15+CUS	36.1	92.91	1001			BASE To_18
DDH1229	CUS	36.1	183.19	1001			BASE To_99
DDH1365	S15+CUS	36.1	130.27	1001			BASE To_49
DDH1375	CUS	36.1	81.42	1001			BASE To_130
DDH1017	S15+CUS	36.2	92.87	1001			BASE To_6

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH1017	S15+CUS	36.2	92.87	1001			BASE To_6
DDH1017	CUS	36.2	141.93	1001			BASE To_76
DDH1138	CUS	36.2	35.01	1001			BASE To_79
DDH1148	CUS	36.2	125.02	1001			BASE To_81
DDH1149	CUS	36.2	131.45	1001			BASE To_82
DDH1154	CUS	36.2	149.55	1001			BASE To_84
DDH1156	CUS	36.2	96.68	1001			BASE To_85
DDH1176	CUS	36.2	151.93	1001			BASE To_87
DDH1185	S15+CUS	36.2	88.35	1001			BASE To_9
DDH1185	CUS	36.2	178.61	1001			BASE To_88
DDH1195	S15+CUS	36.2	140.5	1001			BASE To_10
DDH1198	CUS	36.2	195.28	1001			BASE To_89
DDH1198	CUS	36.2	195.04	1001			BASE To_90
DDH1204	S15+CUS	36.2	109.31	1001			BASE To_11
DDH1204	CUS	36.2	123.83	1001			BASE To_91
DDH1205	S15+CUS	36.2	144.79	1001			BASE To_13
DDH1205	CUS	36.2	210.75	1001			BASE To_92
DDH1215	CUS	36.2	129.55	1001			BASE To_96
DDH1221	S15+CUS	36.2	85.25	1001			BASE To_16
DDH1228	CUS	36.2	32.39	1001			BASE To_98
DDH1238	S15+CUS	36.2	52.87	1001			BASE To_20
DDH1250	CUS	36.2	170.27	1001			BASE To_103
DDH1287	S15+CUS	36.2	111.93	1001			BASE To_24
DDH1287	CUS	36.2	129.79	1001			BASE To_109
DDH1306	S15+CUS	36.2	129.07	1001			BASE To_27

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH1310	CUS	36.2	204.09	1001			BASE To_110
DDH1324	CUS	36.2	119.07	1001			BASE To_114
DDH1327	S15+CUS	36.2	57.63	1001			BASE To_32
DDH1333	S15+CUS	36.2	8	1001			BASE To_35
DDH1336	S15+CUS	36.2	131.45	1001			BASE To_36
DDH1344	S15+CUS	36.2	116.69	1001			BASE To_39
DDH1344	CUS	36.2	126.21	1001			BASE To_122
DDH1346	S15+CUS	36.2	160.03	1001			BASE To_43
DDH1350	S15+CUS	36.2	124.31	1001			BASE To_44
DDH1350	CUS	36.2	92.87	1001			BASE To_123
DDH1352	S15+CUS	36.2	103.59	1001			BASE To_45
DDH1373	S15+CUS	36.2	28.81	1001			BASE To_51
DDH1381	CUS	36.2	178.61	1001			BASE To_133
DDH1384	CUS	36.2	173.84	1001			BASE To_135
DDH1457	S15+CUS	36.2	92.87	1001			BASE To_62
DDH1138	S15+CUS	36.3	8.05	1001			BASE To_7
DDH1142	S15+CUS	36.3	66.79	1001			BASE To_8
DDH1142	CUS	36.3	98.99	1001			BASE To_80
DDH1169	CUS	36.3	99.47	1001			BASE To_86
DDH1208	CUS	36.3	170.99	1001			BASE To_93
DDH1215	S15+CUS	36.3	2.13	1001			BASE To_14
DDH1217	S15+CUS	36.3	85.26	1001			BASE To_15
DDH1224	S15+CUS	36.3	203.67	1001			BASE To_17
DDH1238	S15+CUS	36.3	118.89	1001			BASE To_19

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH1239	S15+CUS	36.3	134.99	1001			BASE To_21
DDH1244	CUS	36.3	98.52	1001			BASE To_102
DDH1259	CUS	36.3	224.99	1001			BASE To_106
DDH1324	S15+CUS	36.3	154.18	1001			BASE To_31
DDH1324	CUS	36.3	111.31	1001			BASE To_113
DDH1327	CUS	36.3	100.18	1001			BASE To_116
DDH1329	S15+CUS	36.3	152.04	1001			BASE To_33
DDH1329	CUS	36.3	123.86	1001			BASE To_117
DDH1330	CUS	36.3	59.21	1001			BASE To_118
DDH1335	CUS	36.3	61.81	1001			BASE To_119
DDH1344	CUS	36.3	161.04	1001			BASE To_121
DDH1345	S15+CUS	36.3	131.2	1001			BASE To_40
DDH1352	S15+CUS	36.3	82.89	1001			BASE To_46
DDH1357	S15+CUS	36.3	107.76	1001			BASE To_47
DDH1368	S15+CUS	36.3	155.83	1001			BASE To_50
DDH1376	S15+CUS	36.3	146.12	1001			BASE To_52
DDH1378	CUS	36.3	142.33	1001			BASE To_132
DDH1391	S15+CUS	36.3	142.1	1001			BASE To_56
DDH1391	S15+CUS	36.3	84.79	1001			BASE To_57
DDH1391	CUS	36.3	114.15	1001			BASE To_139
DDH1401	CUS	36.3	151.1	1001			BASE To_140
DDH1153	CUS	36.4	144.14	1001			BASE To_83
DDH1205	S15+CUS	36.4	153.94	1001			BASE To_12
DDH1232	CUS	36.4	161.57	1001			BASE To_100

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH1238	CUS	36.4	47.11	1001			BASE To_101
DDH1250	S15+CUS	36.4	28.26	1001			BASE To_22
DDH1259	CUS	36.4	137.79	1001			BASE To_104
DDH1259	CUS	36.4	139.2	1001			BASE To_105
DDH1259	CUS	36.4	206.09	1001			BASE To_107
DDH1285	S15+CUS	36.4	72.54	1001			BASE To_23
DDH1289	S15+CUS	36.4	134.02	1001			BASE To_25
DDH1297	S15+CUS	36.4	122.95	1001			BASE To_26
DDH1309	S15+CUS	36.4	120.59	1001			BASE To_28
DDH1316	CUS	36.4	138.96	1001			BASE To_111
DDH1322	S15+CUS	36.4	116.59	1001			BASE To_30
DDH1345	S15+CUS	36.4	109.29	1001			BASE To_41
DDH1357	CUS	36.4	122.95	1001			BASE To_126
DDH1363	S15+CUS	36.4	134.72	1001			BASE To_48
DDH1372	CUS	36.4	158.98	1001			BASE To_129
DDH1382	CUS	36.4	115.41	1001			BASE To_134
DDH1384	S15+CUS	36.4	122	1001			BASE To_53
DDH1387	S15+CUS	36.4	76.31	1001			BASE To_55
DDH1418	CUS	36.4	117.77	1001			BASE To_141
DDH1445	S15+CUS	36.4	65.95	1001			BASE To_58
DDH1445	S15+CUS	36.4	118.71	1001			BASE To_59
DDH1447	S15+CUS	36.4	23.55	1001			BASE To_60
DDH1464	CUS	36.4	195.96	1001			BASE To_143
DDH1325	CUS	36.5	209.88	1001			BASE To_115

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH1336	CUS	36.5	141.95	1001			BASE To_120
DDH1339	S15+CUS	36.5	115.25	1001			BASE To_37
DDH1345	S15+CUS	36.5	138.2	1001			BASE To_42
DDH1351	CUS	36.5	167.48	1001			BASE To_124
DDH1356	CUS	36.5	178.02	1001			BASE To_125
DDH1358	CUS	36.5	61.61	1001			BASE To_127
DDH1363	CUS	36.5	158.11	1001			BASE To_128
DDH1390	CUS	36.5	151.55	1001			BASE To_138
DDH1462	S15+CUS	36.5	135.16	1001			BASE To_63
DDH1462	CUS	36.5	212.22	1001			BASE To_142
DDH1272	CUS	36.6	122.07	1001			BASE To_108
DDH1330	S15+CUS	36.6	90.86	1001			BASE To_34
DDH1384	CUS	36.6	173.32	1001			BASE To_136
DDH1214	CUS	36.7	110.75	1001			BASE To_95
DDH2168-280A	CUS	45	151.1	GA		B	CIMM T & S
DDH2234-80-02	CUS	47	127.6	GA		A	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2243-200A	CUS	47	130.5	GA		A	CIMM T & S
DDH2352-220A	CUS	47	105.5	GA		A	CIMM T & S
DDH2165-120A	CUS	47	124	GA		B	CIMM T & S
DDH2165-300A	CUS	47	161.2	GA		B	CIMM T & S
DDH2169-160A	CUS	47	146.6	GA		B	CIMM T & S
DDH2352-300A	CUS	47	182.2	GA		B	CIMM T & S
DDH2355-80A	CUS	47	159.4	GA		B	CIMM T & S
DDH2169-80A	CUS	47	140.7	GA		C	CIMM T & S

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH2169-262A	CUS	47	136.7	GA		C	CIMM T & S
DDH2165-401A	CUS	47	128.1	GA		D	CIMM T & S
DDH2249-40,4-02	CUS	47.1	183.2	GA		A	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2195-141-02	CUS	47.1	185.4	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2228-100-02-A	CUS	47.1	148.1	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2240-80-02	CUS	47.1	160.6	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2331-141A	CUS	47.1	159	GA		B	CIMM T & S
DDH2240-160A	CUS	47.1	118.5	GA		D	CIMM T & S
DDH2240-320A	CUS	47.1	120.8	GA		D	CIMM T & S
DDH2248-140-02-A	CUS	47.1	53.2	DIA		D	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2212-180A	CUS	47.2	182.8	GA		A	CIMM T & S
DDH2248-260A	CUS	47.2	132.9	GA		A	CIMM T & S
DDH2183-60A	CUS	47.2	157.3	DIA		B	CIMM T & S
DDH2212-340.23A	CUS	47.2	165.2	GA		B	CIMM T & S
DDH2226-40A	CUS	47.2	119.56	GA		B	CIMM T & S
DDH2240-380-02-A	CUS	47.2	121	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2249-240.47A	CUS	47.2	123	GA		B	CIMM T & S
DDH2232-200-02-A	CUS	47.2	145.7	GA		C	Mecánica de Rocas Ltda.
SG142-1	CUS	47.2	121.1	GA BXTU		C	CIMM T & S
DDH2227-80A	CUS	47.2	96	CMET		D	CIMM T & S
DDH2240-240A	CUS	47.2	172.3	GA		D	CIMM T & S
DDH2243-120.47A	CUS	47.2	63.3	GA		D	CIMM T & S
DDH2202-200,25-02-A	CUS	47.3	91	CMET		A	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2219-80-02-A	CUS	47.3	91.2	DIA		A	Mecánica de Rocas Ltda.

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH2172-100A	CUS	47.3	98.4	GA		B	CIMM T & S
DDH2177-300A	CUS	47.3	129.6	CMET		B	CIMM T & S
DDH2179-100A	CUS	47.3	146.7	CMET		B	CIMM T & S
DDH2180-181.55A	CUS	47.3	119.8	GA		B	CIMM T & S
DDH2202-40-02-A	CUS	47.3	95.8	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2234-140-02-A	CUS	47.3	121.8	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2242-100-02-A	CUS	47.3	177	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2250-200A	CUS	47.3	143.8	GA		B	CIMM T & S
DDH2331-220A	CUS	47.3	144.3	GA		B	CIMM T & S
DDH2358-100A	CUS	47.3	141.4	GA		B	CIMM T & S
SG138-5A	CUS	47.3	107.1	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG138-6	CUS	47.3	116.6	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG143-4A	CUS	47.3	148.9	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG138-2A	CUS	47.3	129.7	GA BXTU DQQZ		C	CIMM T & S
DDH2172-201.27A	CUS	47.3	134.1	GA		D	CIMM T & S
DDH2177-80A	CUS	47.3	138.7	CMET		D	CIMM T & S
DDH2189-141A	CUS	47.3	130.4	GA		D	CIMM T & S
DDH2228-160.45A	CUS	47.3	79.4	GA		D	CIMM T & S
SG137-2A	CUS	47.3	137.5	GA BXTU DQQZ		D	CIMM T & S
SG138-1	CUS	47.3	81.5	GA BXTU DQQZ		D	CIMM T & S
SG142-3A	CUS	47.3	82.1	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG143-2	CUS	47.3	44.7	GA BXTU		D	CIMM T & S
DDH1387	S15+CUS	47.3	65.42	1001			BASE To_54
DDH2238-81,11-02-A	CUS	47.4	193.5	GA		A	Mecánica de Rocas Ltda.

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH2345-560A	CUS	47.4	117.1	GA		A	CIMM T & S
SG133-1A	CUS	47.4	81.8	GA BXTU DQQZ		A	CIMM T & S
DDH2191-40A	CUS	47.4	150.8	GA		B	CIMM T & S
DDH2193-100-02-A	CUS	47.4	194.7	CMET		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2215-300.18A	CUS	47.4	105.3	GA		B	CIMM T & S
DDH2218-122,36-02-A	CUS	47.4	154.8	PB		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2228-301-02	CUS	47.4	122.2	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2230-81,15-02	CUS	47.4	123.6	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2231-141.34A	CUS	47.4	120.5	GA		B	CIMM T & S
DDH2231-241-02	CUS	47.4	98	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2309-200A	CUS	47.4	129.5	GA		B	CIMM T & S
DDH2309-300.32A	CUS	47.4	96.8	GA		B	CIMM T & S
DDH2345-381A	CUS	47.4	133.3	GA		B	CIMM T & S
DDH2365-120A	CUS	47.4	150.9	GA		B	CIMM T & S
SG133-5	CUS	47.4	138	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG133-6A	CUS	47.4	156.8	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG133-7	CUS	47.4	131	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG134-2A	CUS	47.4	124.1	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG136-3A	CUS	47.4	136.6	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG138-4	CUS	47.4	126	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG139-2A	CUS	47.4	173.3	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG141-6A	CUS	47.4	135.4	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG144-2A	CUS	47.4	121.8	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S
SG144-4	CUS	47.4	172.3	GA BXTU DQQZ		B	CIMM T & S

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
SG145-1A	CUS	47.4	94.3	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG146-1A	CUS	47.4	124.7	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG146-3	CUS	47.4	117.4	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG146-4	CUS	47.4	150.5	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG148-1	CUS	47.4	85.1	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG148-5	CUS	47.4	196.8	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG149-3A	CUS	47.4	106.8	GA BXTU		B	CIMM T & S
DDH2181-300A	CUS	47.4	153.7	GA		C	CIMM T & S
SG133-4A	CUS	47.4	161.8	GA BXTU DQQZ		C	CIMM T & S
SG133-8	CUS	47.4	173	GA BXTU DQQZ		C	CIMM T & S
SG142-4	CUS	47.4	126.8	GA BXTU		C	CIMM T & S
SG145-3	CUS	47.4	109.4	GA BXTU		C	CIMM T & S
SG145-5	CUS	47.4	111.2	GA BXTU		C	CIMM T & S
SG147-2	CUS	47.4	79.5	GA BXTU		C	CIMM T & S
DDH2177-181A	CUS	47.4	120.6	CMET		D	CIMM T & S
DDH2179-162A	CUS	47.4	169.9	GA		D	CIMM T & S
DDH2191-100A	CUS	47.4	65.3	GA		D	CIMM T & S
DDH2209-61A	CUS	47.4	114.7	GA		D	CIMM T & S
DDH2215-200A	CUS	47.4	110.6	GA		D	CIMM T & S
DDH2218-100-02	CUS	47.4	126.5	DIA		D	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2253-60.11A	CUS	47.4	138.6	GA		D	CIMM T & S
DDH2309-100A	CUS	47.4	105.7	GA		D	CIMM T & S
DDH2331-40.28A	CUS	47.4	36.4	GA		D	CIMM T & S
DDH2345-280.6A	CUS	47.4	151.2	DIA		D	CIMM T & S

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH2365-40A	CUS	47.4	81.7	GA		D	CIMM T & S
SG133-2	CUS	47.4	139.6	GA BXTU DQQZ		D	CIMM T & S
SG134-1	CUS	47.4	64.9	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG136-2	CUS	47.4	155.3	GA BXTU DQQZ		D	CIMM T & S
SG139-1	CUS	47.4	38	GA BXTU DQQZ		D	CIMM T & S
SG141-2	CUS	47.4	37.1	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG141-3A	CUS	47.4	91.5	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG144-1	CUS	47.4	77.4	GA BXTU DQQZ		D	CIMM T & S
SG147-3A	CUS	47.4	106.9	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG148-3A	CUS	47.4	65.2	GA BXTU		D	CIMM T & S
DDH2213-200A	CUS	47.5	137.5	GA		A	CIMM T & S
DDH2171-300.27A	CUS	47.5	165.6	GA		B	CIMM T & S
DDH2181-101A	CUS	47.5	136.3	GA		B	CIMM T & S
DDH2201-80A	CUS	47.5	170.7	GA		B	CIMM T & S
DDH2208-240-02-A	CUS	47.5	158.2	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2220-80A	CUS	47.5	154.3	GA		B	CIMM T & S
DDH2225-20,6-02	CUS	47.5	169.8	GA		B	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2341-40.7A	CUS	47.5	133.9	GA		B	CIMM T & S
DDH2345-220A	CUS	47.5	176.6	GA		B	CIMM T & S
DDH2345-480A	CUS	47.5	154.4	GA		B	CIMM T & S
DDH2355-160A	CUS	47.5	189	GA		B	CIMM T & S
DDH2355-260A	CUS	47.5	163.1	GA		B	CIMM T & S
SG140-3A	CUS	47.5	102.8	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG150-2A	CUS	47.5	85.2	GA BXTU		B	CIMM T & S

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
SG150-3	CUS	47.5	120.6	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG151-4	CUS	47.5	93.4	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG151-6A	CUS	47.5	142.2	GA BXTU		B	CIMM T & S
SG152-5	CUS	47.5	71.2	GA BXTU		B	CIMM T & S
DDH2186-160A	CUS	47.5	101.3	GA		C	CIMM T & S
DDH2205-120A	CUS	47.5	140.4	GA		C	CIMM T & S
DDH2207-100-02	CUS	47.5	163.7	GA		C	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2214-60,32-02	CUS	47.5	119.6	DIA		C	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH2334-300A	CUS	47.5	148.8	GA		C	CIMM T & S
SG135-3A	CUS	47.5	137.4	GA BXTU		C	CIMM T & S
SG141-7	CUS	47.5	109.9	GA BXTU		C	CIMM T & S
SG152-3A	CUS	47.5	130.2	GA BXTU		C	CIMM T & S
DDH2172-280.10A	CUS	47.5	150.9	GA		D	CIMM T & S
DDH2208-160A	CUS	47.5	161.4	GA		D	CIMM T & S
DDH2328-100A	CUS	47.5	91.6	GA		D	CIMM T & S
DDH2348-40A	CUS	47.5	104	GA		D	CIMM T & S
DDH2358-200A	CUS	47.5	143.6	GA		D	CIMM T & S
SG135-1A	CUS	47.5	71.3	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG135-2	CUS	47.5	117.8	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG140-2	CUS	47.5	73.9	GA BXTU		D	CIMM T & S
SG151-2A	CUS	47.5	70	GA BXTU		D	CIMM T & S
DDH2328-280A	CUS	47.6	83.8	GA		A	CIMM T & S
DDH2345-100A	CUS	47.6	148.4	GA		A	CIMM T & S
DDH2328-180A	CUS	47.6	137.4	DIA		B	CIMM T & S

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
DDH2334-360.6A	CUS	47.6	168.3	CMET		C	CIMM T & S
DDH2175-40A	CUS	47.6	103.7	GA		D	CIMM T & S
DDH2213-100-02	CUS	47.6	78.2	DIA		D	Mecánica de Rocas Ltda.
DDH1454	S15+CUS	47.7	109.86	1001			BASE To_61
DDH2181-200A	CUS	47.7	143.4	GA		B	CIMM T & S
DDH2348-160A	CUS	48	135.8	GA		A	CIMM T & S
DDH2360-120A	CUS	48	234.4	GA		A	CIMM T & S
DDH2358-300A	CUS	48	200.1	GA		B	CIMM T & S
DDH2363-120.3A	CUS	48	135.8	GA		B	CIMM T & S
DDH2165-199.3A	CUS	48	143.5	GA		C	CIMM T & S
DDH2352-360A	CUS	48	143.5	GA		C	CIMM T & S
DDH2168-200A	CUS	48	162.4	GA		D	CIMM T & S
50D-4	CUS	48.6	121	Andesita Afanítica	103.3	B	SGL-I-047-2003
50D-5	CUS	48.6	74	Andesita Afanítica	103.2	D	SGL-I-047-2003
A1	CUS	49	128	1001			BASE To_65
A10	CUS	49	55	1001			BASE To_66
A3	CUS	49	80	1001			BASE To_67
A4.1	CUS	49	160	1001			BASE To_68
A5.1	CUS	49	55	1001			BASE To_69
A5.2	CUS	49	86	1001			BASE To_70
A6.1	CUS	49	125	1001			BASE To_71
A6.2	CUS	49	143	1001			BASE To_72
A7.2	CUS	49	140	1001			BASE To_73
A8.1	CUS	49	129	1001			BASE To_74

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
A8.2	CUS	49	146	1001			BASE To_75
50D-1	CUS	49.1	143	Andesita Afanítica	103.3	B	SGL-I-047-2003
50D-2	CUS	49.1	77	Andesita Afanítica	100.8	B	SGL-I-047-2003
50D-3	CUS	49.1	130	Andesita Afanítica	103.3	B	SGL-I-047-2003
50B-2	CUS	49.2	119	Andesita Afanítica	100	B	SGL-I-047-2003
50C-1	CUS	49.2	90	Andesita Afanítica	101.1	D	SGL-I-047-2003
50C-2	CUS	49.2	128	Andesita Afanítica	101.1	B	SGL-I-047-2003
AHW 5	CUS	50.40	73	AND.PRIMARIA		A	
AHW 3.1	CUS	50.40	120	AND.PRIMARIA		B	
AHW 7.1	CUS	50.40	104	AND.PRIMARIA		B	
AHW 9.1	CUS	50.40	140	AND.PRIMARIA		B	
AHW 3.2	CUS	50.40	136	AND.PRIMARIA		C	
F 3	CUS	50.50	102	AND. FORTUNA		A	
F 12.2	CUS	50.50	99	AND. FORTUNA		A	
F 13.1	CUS	50.50	117	AND. FORTUNA		A	
F 1	CUS	50.50	127	AND. FORTUNA		B	
F 11	CUS	50.50	108	AND. FORTUNA		B	
F 13.2	CUS	50.50	146	AND. FORTUNA		B	
F 15.1	CUS	50.50	119	AND. FORTUNA		B	
F 10.1	CUS	50.50	112	AND. FORTUNA		C	
F 16	CUS	50.50	122	AND. FORTUNA		C	
F 6	CUS	50.50	80	AND. FORTUNA		D	CIMM T & S
F 7	CUS	50.50	62	AND. FORTUNA		D	CIMM T & S
F 10.2	CUS	50.50	99	AND. FORTUNA		D	CIMM T & S

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
F 15.2	CUS	50.50	68	AND. FORTUNA		D	CIMM T & S
F 47	CUS	50.50	100	AND. FORTUNA		D	CIMM T & S
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" B"(1)	CUS	55.7	109	1001			BASE To_153
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" C"(1)	CUS	55.7	174	1001			BASE To_155
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" C"(2)	CUS	55.7	71	1001			BASE To_156
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" D"(1)	CUS	55.7	119	1001			BASE To_157
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" D"(2)	CUS	55.7	132	1001			BASE To_158
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" A"(1)	CUS	55.8	171	1001			BASE To_151
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" A"(2)	CUS	55.8	153	1001			BASE To_152
TTE-SUB-6-P/CALLE 12 TIRO 1" B"(2)	CUS	55.8	165	1001			BASE To_154

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
SDD7 BOX 9 21,06	CUS	60.5	75.34	CMET		C	CIMM T & S
SDA7 BOX 7 33,37	CUS	60.7	89.66	CMET		D	CIMM T & S
SDA7 BOX 12 35,05	CUS	60.8	83.07	CMET		B	CIMM T & S
SDA7 BOX 12 34,9	CUS	60.8	145.42	CMET		C	CIMM T & S
SDD4 BOX 23 66,41	CUS	60.9	161.38	Bx Ignea CMET		A	CIMM T & S
SDD7 BOX 10 24,39	CUS	60.9	76.52	CMET Alterado		D	CIMM T & S
SDD7 BOX 12 29,27	CUS	61	105.01	CMET Alterado		A	CIMM T & S
SDA7 BOX 11 31,89	CUS	61	155.84	CMET		A	CIMM T & S
SDD7 BOX 15 35,29	CUS	61.1	77.73	CMET		A	CIMM T & S
SDD7 BOX 18 43,55	CUS	61.1	129.24	CMET		B	CIMM T & S
SDD7 BOX 4 33,55	CUS	61.2	133.1	CMET		B	CIMM T & S
M1_4in	CUS	100.1	47	Andesita Porfídica	200.6	C	SGL-I-004-2003
M4_4in	CUS	100.1	118	Andesita Afanítica	200.68	C	SGL-I-004-2003
100A-2	CUS	100.1	89	Andesita Afanítica	200.1	C	SGL-I-047-2003
M5_4in	CUS	100.12	117	Andesita Afanítica	170.3	C	SGL-I-004-2003
M2_4in	CUS	100.14	75	Andesita Afanítica	200.7	D	SGL-I-004-2003
M3_4in	CUS	100.14	97	Andesita Porfídica	200.8	D	SGL-I-004-2003
100A-1	CUS	100.2	132	Andesita Afanítica	200.9	C	SGL-I-047-2003
100B-1	CUS	100.6	61	Andesita Afanítica	199.8	D	SGL-I-047-2003
R-43	CUS	100.8	114	1001			BASE To_146
R-38	CUS	100.9	78	1001			BASE To_144
CMETXC60-01-06	CUS	101	112	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	228	D	Queen's University
R-41	CUS	101	56	1001			BASE To_145

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	Largo (mm)	Ruptura	Referencias
CMETXC60-02-06	CUS	101.2	104	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	226	D	Queen's University
CMETXC60-03-06	CUS	101.2	110	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	227	D	Queen's University
CMETXC60-08-06	CUS	101.3	112	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	227	B	Queen's University
CMETXC60-11-06	CUS	101.3	101	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	228	D	Queen's University
CMETXC60-06-06	CUS	101.4	99	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	227	D	Queen's University
CMETXC60-10-06	CUS	101.4	113	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	227	A	Queen's University
CMETXC60-07-06	CUS	101.5	113	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	226	D	Queen's University
M5_6in	CUS	130.99	63	Andesita Porfídica	300.8	D	SGL-I-004-2003
M2_6in	CUS	140.11	111	Andesita Afanítica	300.8	C	SGL-I-004-2003
M1_6in	CUS	140.12	79	Andesita Afanítica	300.5	C	SGL-I-004-2003
M4_6in	CUS	140.17	38	Andesita Porfídica	300.6	B	SGL-I-004-2003
M3_6in	CUS	140.18	94	Andesita Afanítica	300.8	D	SGL-I-004-2003
TTE-SUB-6 ANDESITA 3	CUS	142.7	63	1001			BASE To_149
TTE-SUB-6 ANDESITA 2	CUS	143	62	1001			BASE To_148
TTE-SUB-6 ANDESITA 4	CUS	143	72	1001			BASE To_150
TTE-SUB-6 ANDESITA 1	CUS	144.1	59	1001			BASE To_147
CMETXC60-T8-13-06	CUS	101.3	108	Complejo Máfico El Teniente (Gabro)	228.0	B	Queen's University

Tabla B.3: Recopilación de ensayos de resistencia a la compresión triaxial, realizados por El Teniente. Se destacan en amarillo los ensayos seleccionados para este trabajo (con ruptura tipo A, a lo largo de la roca intacta). Modificado de De Los Santos (2011).

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PRESION SATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	RUPTURA
DDH2205-80-02		46.0	31.2	287	GA	B
DDH2180-220.36C		46.1	18.83	164	GA	D
DDH2242-220-02-A		46.9	28.9	281	GA	D
DDH2242-220-02-B		46.9	28.9	274	GA	D
DDH2207-40-02		47.0	8	170	GA	D
DDH2203-241-02		47.0	31	259	GA	A
DDH2213-83-02		47.0	16	272	DIA	A
DDH2216-21,09-02-A		47.0	22.1	289	GA	A
DDH2203-241-02-B		47.0	23	222	GA	B
DDH2207-60,15-02-B		47.0	8	227	GA	B
DDH2207-260,2-02		47.0	39.7	295	GA	B
DDH2207-280-02		47.0	39.2	324	GA	B
DDH2193-61-02		47.0	7.3	149	DIA	B
DDH2193-100-02-B		47.0	15.3	268	CMET	B
DDH2211-140.5-02		47.0	59.1	242	DIA	B
DDH2214-100-02		47.0	7.9	197	GA	B
DDH2216-21.09-02-B		47.0	26.1	252	GA	B
DDH2228-240-02		47.0	48.6	377	GA	B
DDH2207-81,20-02		47.0	23.8	242	GA	C
DDH2216-40-02		47.0	44.2	285	GA	C
DDH2207-181-02		47.0	31.7	242	GA	D
DDH2208-40-02		47.0	39.2	288	GA	D
DDH2216-200-02		47.0	16.1	246.2	GA	D
DDH2208-60,14-02-A		47.0	7.1	172	GA	D
DDH2208-60,14-02-B		47.0	15.1	175	GA	D

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PRESION SATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	RUPTURA
DDH2214-100-02-B		47.0	55.4	300	GA	D
DDH2215-180,07-02		47.0	15.3	185	GA	D
DDH2228-180-02		47.0	31.5	224	GA	D
DDH2228-220,61-02		47.0	39.4	332	GA	D
DDH2228-240-02-B		47.0	47.3	392	GA	D
DDH2230-60,2-02		47.0	55	387	GA	D
DDH2242-60.27-02		47.0	28.9	192	GA	D
DDH2195-180,15-02-A		47.2	22.2	163	GA	A
DDH2341-200.59C		47.2	23.6	218	GA	B
DDH2242-21,34-02		47.2	39.3	299	GA	B
DDH2206-40-02		47.2	55.9	399	GA	D
DDH2331-180.29C		47.2	57.4	287	GA	D
DDH2331-220C		47.2	21.4	275	GA	D
DDH2220-21,27-02		47.3	22.1	264	GA	A
DDH 2220-122-02		47.3	39.4	253	GA	A
DDH2331-201C2		47.3	14.6	244	GA	B
DDH2352-260C		47.3	7.5	161	GA	B
DDH 2202-159,18-02		47.3	26.1	286	GA	B
DDH 2202-200,25-02-B		47.3	7.2	149	CMET	B
DDH2218-40-02		47.3	59.2	328	DIA	B
DDH2218-60,8-02		47.3	7	191	DIA	B
DDH2331-201C1		47.3	7.3	201	GA	C
DDH2179-40C		47.3	14.36	193	GA	D
DDH2205-39,67-02		47.3	16.1	200	GA	D
DDH2219-40-02		47.3	15.1	166.3	DIA	D
DDH 2219-80-02-B		47.3	26.2	170.6	DIA	D
DDH2220-60-02-A		47.3	29.2	232	GA	D

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH2240-360.1C1		47.4	21.95	237	GA	A
DDH2345-400C1		47.4	28	146	GA	A
DDH2345-400C2		47.4	43.2	372	GA	A
DDH2352-300C		47.4	14.9	290	GA	A
DDH2365-80C2		47.4	53.1	211	GA	A
DDH2365-120C		47.4	7.9	165	GA	A
SG134-2C		47.4	12.6	136	GA BXTU	A
DDH2231-180,33-02		47.4	15.1	256	GA	A
DDH2238-60,1-02		47.4	15.1	279	GA	A
DDH2238-120-02-B		47.4	29	259	GA	A
DDH2238-380,21-02-A		47.4	31.4	301	GA	A
DDH2238-380,21-02-B		47.4	31.1	309	GA	A
DDH2243-79,1-02-B		47.4	29	264	DIA	A
DDH2249-80-02-B		47.4	7.9	144	GA	A
DDH 2250-240.3-02-A		47.4	26.3	177	GA	A
DDH2253-80-02-B		47.4	39.9	306	GA	A
DDH2230-120,3-02		47.4	8	194.9	CMET	B
DDH2240-280-02		47.4	7.2	113.6	GA	B
DDH2242-300C1		47.4	18.83	226	GA	B
DDH2355-260C		47.4	42.8	372	GA	B
SG133-3C		47.4	12.6	177	GA BXTU	B
SG133-8C		47.4	50.7	267	GA BXTU	B
SG133-9C		47.4	6.4	192	GA BXTU	B
SG138-2C		47.4	6.2	121	GA BXTU	B
SG138-7C		47.4	12.7	198	GA BXTU	B
SG139-2C		47.4	38.3	310	GA BXTU DQZ	B
SG143-5C		47.4	24.8	214	GA BXTU	B
SG146-2C		47.4	19	147	GA BXTU	B

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
SG146-5C		47.4	50	270	GA BXTU	B
SG149-2C		47.4	50.1	239	GA BXTU	B
DDH 2195-340,5-02		47.4	15	392	GA	B
DDH2230-60,2-02-B		47.4	16.1	290	GA	B
DDH2232-40-02		47.4	16.1	235	GA	B
DDH2232-180,36-02		47.4	59.2	397	GA	B
DDH2238-20,66-02-B		47.4	44.2	366	GA	B
DDH2238-100-02-A		47.4	7	188	GA	B
DDH2238-280-02		47.4	23	245	GA	B
DDH2238-401-02		47.4	39.2	302	GA	B
DDH2240-40-02		47.4	8.1	249	GA	B
DDH2240-100-02-A		47.4	39.5	301	GA	B
DDH2242-160-02-A		47.4	54.1	382	GA	B
DDH2242-160-02-B		47.4	8.1	184	GA	B
DDH2249-120-02-A		47.4	15	262	GA	B
DDH2249-180,1-02-B		47.4	31.1	245	GA	B
DDH2249-280-02-B		47.4	31.4	271	GA	B
DDH2331-40.28C		47.4	43.2	249	GA	C
DDH2365-80C1		47.4	45.4	314	GA	C
SG138-3C		47.4	37.3	214	GA BXTU	C
DDH2232-61,33-02		47.4	22.2	218	GA	C
DDH2238-100-02-B		47.4	29.2	271	GA	C
DDH2243-140-02-B		47.4	31.9	332	GA	C
DDH2250-220-02		47.4	15.3	304	GA	C
DDH2180-120.21C		47.4	12.6	185	GA	D
DDH2181-300C		47.4	37.53	243	GA	D
DDH2205-60-02		47.4	47.5	307	GA	D
DDH2240-360.1C2		47.4	58.12	283	GA	D

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH2328-40C2		47.4	30.4	173	GA	D
DDH2328-261C1		47.4	14.6	240	GA	D
DDH2341-120C1		47.4	7.3	141	GA	D
DDH2358-240C		47.4	30.4	224	GA	D
DDH2365-40C		47.4	43.4	301	GA	D
DDH2222-120,18-02-A		47.4	59.2	294	GA	D
DDH2222-140-02		47.4	8.1	172	GA	D
DDH2222-180-02		47.4	23.2	223	GA	D
DDH2238-20,66-02-A		47.4	29.2	226	GA	D
DDH2238-120-02-A		47.4	59.2	331	GA	D
DDH2238-140-02		47.4	44.2	373	GA	D
DDH2238-201-02		47.4	58.8	370	GA	D
DDH2238-220-02		47.4	16.1	157	GA	D
DDH2238-280-02-B		47.4	31.4	250	GA	D
DDH2238-480-02		47.4	47.3	240	GA	D
DDH2240-300-02		47.4	23	276	GA	D
DDH2243-61-02		47.4	22	268	DIA	D
DDH2243-140-02-A		47.4	8	143	GA	D
DDH2243-240,34-02		47.4	28.9	198	GA	D
DDH2248-140-02-B		47.4	44.1	342	DIA	D
DDH2249-140,3-02		47.4	15	232	GA	D
DDH2249-180,1-02-A		47.4	48.8	382	GA	D
DDH 2250-240,3-02-B		47.4	39	263	GA	D
DDH 2250-260-02		47.4	52.6	262	GA	D
DDH2190-180C		47.5	29.4	278	GA	A
DDH2345-480C		47.5	45.9	370	GA	A
DDH2348-80C		47.5	7.3	201	GA	A
DDH2352-360C		47.5	7.7	188	GA	A

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	RUPTURA
DDH2165-120C		47.5	7.5	155	GA	B
DDH2165-160C2		47.5	21.8	249	GA	B
DDH2168-241C1		47.5	28.9	208	GA	B
DDH2168-241C2		47.5	38.5	225	GA	B
DDH2226-80.25C		47.5	12.73	147	GA	B
DDH2334-300C		47.5	7.9	220	GA	B
DDH2348-140C2		47.5	21.5	226	GA	B
DDH2352-80C1		47.5	7.3	202	GA	B
DDH2358-140C2		47.5	29.1	321	GA	B
SG136-1C		47.5	6.2	187	GA BXTU DQZ	B
SG141-5C		47.5	50.4	262	GA BXTU DQZ	B
DDH2177-242C1		47.5	7.45	220	CMET	C
DDH2341-40.7C		47.5	57.7	317	GA	C
DDH2345-500.6C		47.5	53.2	273	GA	C
DDH2348-200C		47.5	29	261	GA	C
DDH 2195-80-02		47.5	15.1	186	DIA	C
SG136-3C		47.5	12.6	86	GA BXTU DQZ	E
DDH2165-199.3C		47.5	28.9	221	GA	D
DDH2165-401C		47.5	57.3	276	GA	D
DDH2171-300.27C		47.5	6.37	197	GA	D
DDH2190-60C		47.5	50.26	368	GA	D
DDH2191-61C		47.5	43.76	293	GA	D
DDH2328-140.37C1		47.5	37.8	241	GA	D
DDH2341-120C2		47.5	14.8	194	GA	D
DDH2348-40C		47.5	57.3	248	GA	D
DDH2348-140C1		47.5	15.2	185	GA	D
DDH2352-80C2		47.5	57.7	285	GA	D
DDH2358-140C1		47.5	21.7	137	GA	D

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH2358-200C		47.5	57.7	370	GA	D
DDH2309-160C		47.6	50.53	291	GA	A
DDH2328-200.24C1		47.6	14.9	320	GA	A
DDH2328-200.24C2		47.6	56.6	448	GA	A
DDH2360-81C2		47.6	7.7	213	GA (VTQZ)	A
DDH2360-120C		47.6	33.2	468	GA	A
DDH2168-160C1		47.6	9.9	228	GA	B
DDH2360-81C1		47.6	58.3	420	GA (VTQZ)	B
DDH2334-360.6C		47.6	15.4	206	CMET	C
DDH2165-160C1		47.6	14.2	154	GA	D
DDH2168-160C2		47.6	19.1	160	GA	D
DDH2168-200C		47.6	7.6	186	GA	D
DDH2181-80C		47.6	25.06	222	GA	D
DDH2345-100C		47.6	30.6	242	GA	D
DDH2363-180C		47.6	28.7	222	GA	D
DDH2208-20,10-02		47.7	47.7	266	GA	B
DDH 2202-380-02-A		48.0	26.1	216	GA	A
DDH 2202-380-02-B		48.0	39.8	296	GA	A
DDH2225-60,7-02		48.0	44.4	351	DIA	A
DDH2203-200-02		48.0	23	264	GA	B
DDH2203-200-02-B		48.0	23.3	282	GA	B
DDH2213-220-02		48.0	54.9	320	GA	B
DDH2214-20-02		48.0	47.8	311	GA	B
DDH2225-40-02-A		48.0	7.1	202	GA	B
DDH2225-40-02-B		48.0	7.1	169	GA	B
DDH2232-120-02		48.0	44.1	342	GA	B
DDH2207-260,2-02-B		48.0	8.2	189	GA	D
DDH2232-160-02		48.0	29.3	256	GA	D

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
AHW 3.4		50.4	29.4	249	AND. PRIMARIA	A
AHW 3.5		50.4	48.5	247	AND. PRIMARIA	A
AHW 7.2		50.4	49	333	AND. PRIMARIA	A
AHW 10		50.4	14.7	114	AND. PRIMARIA	B
AHW 3.6		50.4	48.5	290	AND. PRIMARIA	B1
AHW 6		50.4	28.9	207	AND. PRIMARIA	B1
AHW 9.2		50.4	50	186	AND. PRIMARIA	B2
AHW 9.3		50.4	29.4	254	AND. PRIMARIA	B2
AHW 9.4		50.4	14.7	140	AND. PRIMARIA	D
F 35		50.5	39.2	278	AND. FORTUNA	A
F 48		50.5	9.8	173	AND. FORTUNA	A
F 51 B		50.5	29.4	200	AND. FORTUNA	A
F 53		50.5	20.8	201	AND. FORTUNA	A
F 30		50.5	4.9	142	AND. FORTUNA	B1
F 33		50.5	15	102	AND. FORTUNA	B1
F 54		50.5	30.7	213	AND. FORTUNA	B1
F 15 A		50.5	5.6	133	AND. FORTUNA	B2
F 41		50.5	19.6	170	AND. FORTUNA	B2
F 50		50.5	9.8	123	AND. FORTUNA	B2
AHW 13		50.5	5.9	156	AND. PRIMARIA	B2
F 19		50.5	14.9	125	AND. FORTUNA	C
F 43		50.5	9.8	162	AND. FORTUNA	C
F 45		50.5	39.2	265	AND. FORTUNA	C
F 46		50.5	39.2	262	AND. FORTUNA	C
F 4		50.5	30.4	142	AND. FORTUNA	D
F 14		50.5	29.6	222	AND. FORTUNA	D
F 15 B		50.5	41.6	205	AND. FORTUNA	D
F 17		50.5	29.4	158	AND. FORTUNA	D

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
F 18		50.5	21.6	109	AND. FORTUNA	D
F 20		50.5	5.7	109	AND. FORTUNA	D
F 21		50.5	15.2	90	AND. FORTUNA	D
F 22		50.5	15.2	79	AND. FORTUNA	D
F 27		50.5	4.9	59	AND. FORTUNA	D
F 42		50.5	9.8	107	AND. FORTUNA	D
F 44		50.5	5.6	94	AND. FORTUNA	D
F 51 A		50.5	19.6	121	AND. FORTUNA	D
AHW 15		50.6	17.6	209	AND. PRIMARIA	B1
AHW 17.1		50.6	47	296	AND. PRIMARIA	B1
AHW 17.2		50.6	15.7	226	AND. PRIMARIA	B1
AHW 14.2		50.6	11.8	213	AND. PRIMARIA	B2
AHW 16.2		50.6	6.4	148	AND. PRIMARIA	B2
AHW 16.1		50.6	5.9	79	AND. PRIMARIA	E
AHW 20.2		50.6	11.8	82	AND. PRIMARIA	E
AHW 20.1		50.6	11.8	103	AND. PRIMARIA	D
DDH1156	CTRD	36.2	5	171.46	1001	
DDH1157	CTRD	36.4	5	151.92	1001	
DDH1158	CTRD	41	5	139.23	1001	
DDH1161	CTRD	36.4	5	194.31	1001	
DDH1163	CTRD	36.4	10	189.6	1001	
DDH1168	CTRD	36.2	5	166.7	1001	
DDH1168	CTRD	36.3	10	195.38	1001	
DDH1179	CTRD	36.3	15	132.62	1001	
DDH1180	CTRD	36.3	15	223.8	1001	
DDH1195	CTRD	36.2	5	213.14	1001	
DDH1195	CTRD	36.3	10	201.31	1001	
DDH1195	CTRD	36.3	5	169.29	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1208	CTRD	36.2	10	217.9	1001	
DDH1208	CTRD	36.3	5	165.78	1001	
DDH1214	CTRD	36.3	15	229.73	1001	
DDH1214	CTRD	36.3	10	151.57	1001	
DDH1228	CTRD	36.2	15	265.53	1001	
DDH1229	CTRD	36	5	191.43	1001	
DDH1229	CTRD	36.2	10	197.66	1001	
DDH1229	CTRD	36.2	5	217.9	1001	
DDH1229	CTRD	36.3	15	193.02	1001	
DDH1232	CTRD	36.4	15	220.22	1001	
DDH1238	CTRD	36.4	15	203.73	1001	
DDH1250	CTRD	36.2	5	269.1	1001	
DDH1250	CTRD	36.4	10	235.53	1001	
DDH1257	CTRD	36.4	10	327.39	1001	
DDH1259	CTRD	36.3	10	312.62	1001	
DDH1259	CTRD	36.4	15	224.93	1001	
DDH1259	CTRD	36.4	5	207.27	1001	
DDH1259	CTRD	36.4	5	217.87	1001	
DDH1267	CTRD	36.5	10	220.19	1001	
DDH1273	CTRD	36.2	15	236.95	1001	
DDH1278	CTRD	36.4	5	148.38	1001	
DDH1280	CTRD	36.2	10	198.85	1001	
DDH1298	CTRD	36.1	5	195.16	1001	
DDH1300	CTRD	36	5	234.77	1001	
DDH1309	CTRD	36.1	5	179.6	1001	
DDH1309	CTRD	36.3	10	252.22	1001	
DDH1310	CTRD	36.1	10	239.46	1001	
DDH1310	CTRD	36.3	5	184.73	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1310	CTRD	36.5	15	194.42	1001	
DDH1316	CTRD	36.5	10	178.02	1001	
DDH1316	CTRD	36.5	10	248.3	1001	
DDH1316	CTRD	36.5	5	210.82	1001	
DDH1317	CTRD	35.2	10	170.01	1001	
DDH1318	CTRD	36.5	15	264.69	1001	
DDH1321	CTRD	36.1	5	144.87	1001	
DDH1321	CTRD	36.2	10	125.02	1001	
DDH1321	CTRD	36.3	15	146.83	1001	
DDH1322	CTRD	36.1	15	210.73	1001	
DDH1322	CTRD	36.5	10	185.05	1001	
DDH1324	CTRD	36.1	5	138.89	1001	
DDH1325	CTRD	36.5	10	215.5	1001	
DDH1332	CTRD	36.5	15	197.93	1001	
DDH1336	CTRD	36.3	5	146.83	1001	
DDH1339	CTRD	36.5	5	196.76	1001	
DDH1345	CTRD	36.5	5	203.79	1001	
DDH1351	CTRD	36.5	5	164.91	1001	
DDH1352	CTRD	36.1	15	219.11	1001	
DDH1352	CTRD	36.3	10	220.25	1001	
DDH1352	CTRD	36.3	5	207.23	1001	
DDH1357	CTRD	35.7	10	134.67	1001	
DDH1357	CTRD	36	15	155.31	1001	
DDH1357	CTRD	36.3	5	143.28	1001	
DDH1358	CTRD	36.2	15	238.14	1001	
DDH1358	CTRD	36.5	10	229.56	1001	
DDH1358	CTRD	36.5	5	230.73	1001	
DDH1361	CTRD	36.2	5	140.5	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1361	CTRD	36.5	15	196.76	1001	
DDH1361	CTRD	36.5	10	174.51	1001	
DDH1362	CTRD	36.3	15	203.67	1001	
DDH1362	CTRD	36.3	10	188.28	1001	
DDH1362	CTRD	36.3	10	241.8	1001	
DDH1362	CTRD	36.5	5	196.76	1001	
DDH1363	CTRD	36.2	15	285.77	1001	
DDH1365	CTRD	36.3	5	110.36	1001	
DDH1368	CTRD	36.2	10	145.27	1001	
DDH1368	CTRD	36.3	5	153.94	1001	
DDH1369	CTRD	36.4	15	149.56	1001	
DDH1375	CTRD	36.2	15	130.98	1001	
DDH1375	CTRD	36.3	10	261.7	1001	
DDH1376	CTRD	36.2	15	197.66	1001	
DDH1376	CTRD	36.3	5	189.46	1001	
DDH1376	CTRD	36.3	10	156.31	1001	
DDH1381	CTRD	36.3	5	189.46	1001	
DDH1382	CTRD	36	15	252.83	1001	
DDH1382	CTRD	36.2	10	273.86	1001	
DDH1384	CTRD	36.5	10	149.91	1001	
DDH1384	CTRD	36.6	5	186.37	1001	
DDH1385	CTRD	36.4	15	306.19	1001	
DDH1385	CTRD	36.6	15	306.35	1001	
DDH1386	CTRD	36.3	5	159.86	1001	
DDH1389	CTRD	47.3	15	217.6	1001	
DDH1390	CTRD	36.2	15	279.81	1001	
DDH1398	CTRD	36.3	15	172.89	1001	
DDH1401	CTRD	35.8	5	147.48	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1401	CTRD	36.3	10	246.3	1001	
DDH1410	CTRD	36.4	5	146.03	1001	
DDH1411	CTRD	36.5	5	80.11	1001	
DDH1417	CTRD	36.4	5	197.85	1001	
DDH1418	CTRD	36.2	5	138.12	1001	
DDH1418	CTRD	36.3	10	152.76	1001	
DDH1432	CTRD	36.2	10	227.42	1001	
DDH1436	CTRD	36.3	10	172.89	1001	
DDH1437	CTRD	36.6	10	194.52	1001	
DDH1439	CTRD	36.4	10	261.91	1001	
DDH1445	CTRD	36.4	15	264.97	1001	
DDH1447	CTRD	36.4	15	226.11	1001	
DDH1457	CTRD	36.5	15	244.78	1001	
DDH1127	CTRS	36.4	30	228.23	1001	
DDH1130	CTRS	36.3	30	209.36	1001	
DDH1169	CTRS	36.4	30	284.99	1001	
DDH1204	CTRS	36	30	275.71	1001	
DDH1215	CTRS	36.2	30	288.15	1001	
DDH1221	CTRS	36.2	30	135.74	1001	
DDH1224	CTRS	36.2	30	96.21	1001	
DDH1226	CTRS	36.2	30	302.44	1001	
DDH1232	CTRS	36.2	30	232.19	1001	
DDH1238	CTRS	36.2	30	242.9	1001	
DDH1267	CTRS	36.3	30	388.4	1001	
DDH1280	CTRS	36.3	30	236.83	1001	
DDH1291	CTRS	36.1	30	363.98	1001	
DDH1310	CTRS	36.2	30	275.05	1001	
DDH1316	CTRS	36.5	30	368.93	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1322	CTRS	36.2	30	250.05	1001	
DDH1328	CTRS	36.1	30	267	1001	
DDH1339	CTRS	36.2	30	203.61	1001	
DDH1341	CTRS	36.1	30	229.88	1001	
DDH1346	CTRS	36.6	30	250.44	1001	
DDH1353	CTRS	36.4	30	184.66	1001	
DDH1354	CTRS	36.1	30	215.52	1001	
DDH1356	CTRS	36.1	30	293.34	1001	
DDH1360	CTRS	36.2	30	159.55	1001	
DDH1363	CTRS	36.4	30	261.44	1001	
DDH1366	CTRS	36.2	30	229.81	1001	
DDH1369	CTRS	36.4	30	301.48	1001	
DDH1169	CTRS	36.3	10	240.38	1001	
DDH1173	CTRS	36.3	10	239.2	1001	
DDH1174	CTRS	36.3	10	248.67	1001	
DDH1176	CTRS	36.2	10	209.56	1001	
DDH1190	CTRS	36.3	10	189.46	1001	
DDH1198	CTRS	36.2	10	238.14	1001	
DDH1200	CTRS	36.2	10	270.29	1001	
DDH1213	CTRS	36.1	10	208.33	1001	
DDH1215	CTRS	36.2	10	173.84	1001	
DDH1216	CTRS	36.3	10	134.99	1001	
DDH1218	CTRS	36	10	339.52	1001	
DDH1222	CTRS	36.5	10	263.52	1001	
DDH1223	CTRS	36.4	10	160.16	1001	
DDH1228	CTRS	36.3	10	230.91	1001	
DDH1229	CTRS	36.2	10	138.12	1001	
DDH1238	CTRS	36.3	10	223.8	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1239	CTRS	36.5	10	263.52	1001	
DDH1259	CTRS	36.4	10	215.51	1001	
DDH1272	CTRS	36.4	10	203.73	1001	
DDH1273	CTRS	36.4	10	207.27	1001	
DDH1310	CTRS	36.5	10	265.86	1001	
DDH1318	CTRS	36.2	10	182.18	1001	
DDH1322	CTRS	36.2	10	198.85	1001	
DDH1332	CTRS	36.3	10	213.15	1001	
DDH1354	CTRS	36.6	10	163.07	1001	
DDH1358	CTRS	36.2	10	217.9	1001	
DDH1361	CTRS	36.5	10	183.88	1001	
DDH1362	CTRS	36.1	10	216.71	1001	
DDH1363	CTRS	36.4	10	277.93	1001	
DDH1369	CTRS	36.5	10	229.56	1001	
DDH1377	CTRS	36.4	10	253.2	1001	
DDH1377	CTRS	36	10	240.79	1001	
DDH1381	CTRS	36.3	10	196.57	1001	
DDH1382	CTRS	36	10	216.71	1001	
DDH1385	CTRS	36.2	10	227.42	1001	
DDH1387	CTRS	36.3	10	269.99	1001	
DDH1389	CTRS	36.2	10	175.03	1001	
DDH1390	CTRS	36.4	10	270.86	1001	
DDH1417	CTRS	36.5	10	204.96	1001	
DDH1432	CTRS	36.4	10	108.34	1001	
DDH1436	CTRS	36.4	10	174.29	1001	
DDH1447	CTRS	36.4	10	210.8	1001	
DDH1450	CTRS	36.4	10	213.16	1001	
DDH1140	CTRS	36.2	20	219.09	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLOGICO	RUPTURA
DDH1188	CTRS	36.2	20	134.55	1001	
DDH1190	CTRS	36.3	20	183.54	1001	
DDH1192	CTRS	36.4	20	263.79	1001	
DDH1198	CTRS	36.2	20	239.24	1001	
DDH1205	CTRS	36.3	20	201.31	1001	
DDH1215	CTRS	36.2	20	232.19	1001	
DDH1216	CTRS	36	20	237.18	1001	
DDH1216	CTRS	36.1	20	244.25	1001	
DDH1218	CTRS	36	20	150.5	1001	
DDH1221	CTRS	36.1	20	258.62	1001	
DDH1223	CTRS	36.3	20	194.2	1001	
DDH1228	CTRS	36.3	20	241.57	1001	
DDH1228	CTRS	36.4	20	284.99	1001	
DDH1232	CTRS	36.3	20	256.96	1001	
DDH1267	CTRS	36.4	20	216.69	1001	
DDH1291	CTRS	36.3	20	166.97	1001	
DDH1297	CTRS	36.1	20	270.59	1001	
DDH1306	CTRS	36.4	20	232	1001	
DDH1310	CTRS	36.5	20	202.62	1001	
DDH1314	CTRS	36.1	20	217.91	1001	
DDH1316	CTRS	36.4	20	283.81	1001	
DDH1322	CTRS	36.7	20	273.17	1001	
DDH1322	CTRS	36.2	20	273.86	1001	
DDH1327	CTRS	36.3	20	204.86	1001	
DDH1338	CTRS	36.4	20	235.53	1001	
DDH1339	CTRS	36.2	20	298.87	1001	
DDH1341	CTRS	36.5	20	174.51	1001	
DDH1346	CTRS	36.2	20	234.57	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1354	CTRS	36.1	20	266.28	1001	
DDH1356	CTRS	36.6	20	209.67	1001	
DDH1358	CTRS	36.2	20	242.9	1001	
DDH1363	CTRS	36.4	20	326.21	1001	
DDH1369	CTRS	36.3	20	264.07	1001	
DDH1375	CTRS	36.3	20	294.85	1001	
DDH1377	CTRS	36.4	20	275.57	1001	
DDH1382	CTRS	36.1	20	296.93	1001	
DDH1385	CTRS	36.5	20	260.01	1001	
DDH1385	CTRS	36.2	20	189.32	1001	
DDH1389	CTRS	36.2	20	188.13	1001	
DDH1403	CTRS	36.4	20	256.73	1001	
DDH1403	CTRS	36.2	20	390.55	1001	
DDH1403	CTRS	36.5	20	203.79	1001	
DDH1439	CTRS	36.3	20	264.07	1001	
DDH1445	CTRS	36.4	20	214.33	1001	
DDH1447	CTRS	36.5	20	227.21	1001	
DDH1450	CTRS	36.4	20	295.59	1001	
DDH1454	CTRS	36.3	20	202.49	1001	
DDH1457	CTRS	36.5	20	260.01	1001	
DDH1107	CTRS	36.2	30	248.86	1001	
DDH1108	CTRS	36.2	30	263.14	1001	
DDH1375	CTRS	36.4	30	226.11	1001	
DDH1377	CTRS	36.4	30	223.75	1001	
DDH1382	CTRS	36.3	30	311.43	1001	
DDH1385	CTRS	36.6	30	285.38	1001	
DDH1385	CTRS	36.3	30	210.78	1001	
DDH1389	CTRS	36.2	30	308.39	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1403	CTRS	36.3	30	247.49	1001	
DDH1410	CTRS	36.4	30	284.99	1001	
DDH1447	CTRS	36.4	30	293.24	1001	
DDH1454	CTRS	36.3	30	264.07	1001	
DDH1462	CTRS	36.5	30	268.21	1001	
DDH1216	CTRS	36.1	-10	199.95	1001	
DDH1305	CTRS	36.5	-30	245.95	1001	
DDH1305	CTRS	36.4	-30	247.31	1001	
R39.1	CTRS	56.1	5	132	1001	
R36.1	CTRS	56.1	4	124	1001	
R42.1	CTRS	56.1	15.5	179	1001	
R51.1	CTRS	56.1	15	201	1001	
R51.2	CTRS	56.1	15	189	1001	
R48.1	CTRS	56.1	15	196	1001	
R36.2	CTRS	56.1	13.5	146	1001	
R42.2	CTRS	56.1	15.5	179	1001	
R51.3	CTRS	56.1	29.5	225	1001	
R37.1	CTRS	56.1	31	223	1001	
R45.3	CTRS	56.1	30	267	1001	
R48.2	CTRS	56.1	30	259	1001	
R42.3	CTRS	56.1	30	207	1001	
R45.4	CTRS	56.1	50	264	1001	
R36.4	CTRS	56.1	47	249	1001	
R42.4	CTRS	56.1	53	395	1001	
R36.4	CTRS	56.1	47	255	1001	
DDH1017	CTRSS15	36.3	20	262.88	1001	
DDH1148	CTRSS15	36.2	10	67.87	1001	
DDH1149	CTRSS15	36.2	10	216.71	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1153	CTRSS15	36.2	10	215.52	1001	
DDH1154	CTRSS15	36.2	10	115.5	1001	
DDH1156	CTRSS15	36.2	20	196.47	1001	
DDH1157	CTRSS15	36.3	20	234.46	1001	
DDH1158	CTRSS15	40.9	20	214.54	1001	
DDH1161	CTRSS15	36.5	20	210.82	1001	
DDH1168	CTRSS15	36.3	30	221.44	1001	
DDH1169	CTRSS15	36.3	30	226.17	1001	
DDH1169	CTRSS15	36.4	20	193.14	1001	
DDH1169	CTRSS15	36.4	10	213.16	1001	
DDH1176	CTRSS15	36.3	30	290.12	1001	
DDH1176	CTRSS15	36.3	20	255.78	1001	
DDH1179	CTRSS15	36.3	30	226.17	1001	
DDH1180	CTRSS15	36.2	30	248.86	1001	
DDH1185	CTRSS15	36.2	10	115.5	1001	
DDH1200	CTRSS15	36.2	20	226.23	1001	
DDH1201	CTRSS15	36.2	10	142.88	1001	
DDH1202	CTRSS15	35.9	10	179.18	1001	
DDH1214	CTRSS15	36.2	20	233.38	1001	
DDH1214	CTRSS15	36.3	30	233.28	1001	
DDH1215	CTRSS15	36.3	10	143.28	1001	
DDH1216	CTRSS15	36.1	10	186.78	1001	
DDH1216	CTRSS15	36.3	30	208.41	1001	
DDH1216	CTRSS15	36.3	10	187.1	1001	
DDH1220	CTRSS15	36.3	20	194.2	1001	
DDH1234	CTRSS15	36	20	269.69	1001	
DDH1234	CTRSS15	36.1	20	257.42	1001	
DDH1234	CTRSS15	36.2	10	155.72	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1235	CTRSS15	36.2	10	161.94	1001	
DDH1238	CTRSS15	36.2	10	208.37	1001	
DDH1238	CTRSS15	36.3	10	175.25	1001	
DDH1238	CTRSS15	36.4	30	221.4	1001	
DDH1238	CTRSS15	36.4	30	279.1	1001	
DDH1238	CTRSS15	36.4	10	183.71	1001	
DDH1239	CTRSS15	35.8	30	187.49	1001	
DDH1239	CTRSS15	36.2	20	235.76	1001	
DDH1240	CTRSS15	36.2	20	226.23	1001	
DDH1240	CTRSS15	36.3	10	134.99	1001	
DDH1240	CTRSS15	36.5	20	195.59	1001	
DDH1257	CTRSS15	36.4	20	220.22	1001	
DDH1267	CTRSS15	36.4	30	268.5	1001	
DDH1278	CTRSS15	36.2	20	190.51	1001	
DDH1278	CTRSS15	36.4	10	216.69	1001	
DDH1280	CTRSS15	36	20	255.24	1001	
DDH1280	CTRSS15	36.2	30	269.1	1001	
DDH1287	CTRSS15	36.1	10	195.16	1001	
DDH1287	CTRSS15	36.4	10	320.32	1001	
DDH1291	CTRSS15	36.3	30	373.01	1001	
DDH1291	CTRSS15	36.3	10	236.83	1001	
DDH1298	CTRSS15	36.1	20	220.3	1001	
DDH1300	CTRSS15	35.8	10	252.2	1001	
DDH1300	CTRSS15	36.1	10	267	1001	
DDH1300	CTRSS15	36.2	20	154.79	1001	
DDH1300	CTRSS15	36.5	20	197.93	1001	
DDH1305	CTRSS15	36.4	20	240.24	1001	
DDH1305	CTRSS15	36.5	20	229.56	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1318	CTRSS15	36.1	10	130.51	1001	
DDH1321	CTRSS15	36.2	20	159.55	1001	
DDH1321	CTRSS15	36.3	20	195.38	1001	
DDH1322	CTRSS15	36.5	30	125.32	1001	
DDH1323	CTRSS15	36.2	30	144.07	1001	
DDH1325	CTRSS15	36.5	20	196.76	1001	
DDH1327	CTRSS15	36.3	10	103.02	1001	
DDH1328	CTRSS15	36.3	10	229.73	1001	
DDH1333	CTRSS15	36.2	30	202.42	1001	
DDH1333	CTRSS15	36.3	20	222.66	1001	
DDH1338	CTRSS15	36.2	30	221.47	1001	
DDH1342	CTRSS15	36.2	30	190.51	1001	
DDH1343	CTRSS15	36.5	30	194.42	1001	
DDH1345	CTRSS15	36.1	10	174.81	1001	
DDH1345	CTRSS15	36.2	10	235.76	1001	
DDH1346	CTRSS15	36.2	20	259.33	1001	
DDH1346	CTRSS15	36.2	30	232.19	1001	
DDH1349	CTRSS15	36.2	10	166.7	1001	
DDH1349	CTRSS15	36.3	20	286.56	1001	
DDH1349	CTRSS15	36.3	20	151.57	1001	
DDH1349	CTRSS15	36.4	30	288.52	1001	
DDH1350	CTRSS15	36.5	30	254.15	1001	
DDH1352	CTRSS15	36.1	10	127.87	1001	
DDH1356	CTRSS15	36.5	20	207.3	1001	
DDH1360	CTRSS15	36.1	30	203.54	1001	
DDH1361	CTRSS15	36.2	10	178.61	1001	
DDH1362	CTRSS15	36.3	20	200.12	1001	
DDH1363	CTRSS15	36.5	30	240.1	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1367	CTRSS15	36.2	20	173.84	1001	
DDH1368	CTRSS15	36.3	30	224.99	1001	
DDH1369	CTRSS15	36.4	10	117.77	1001	
DDH1371	CTRSS15	36.4	20	143.67	1001	
DDH1372	CTRSS15	36.2	10	250.05	1001	
DDH1374	CTRSS15	36.3	30	300.77	1001	
DDH1375	CTRSS15	36.5	10	219.02	1001	
DDH1376	CTRSS15	36.2	20	201.23	1001	
DDH1377	CTRSS15	36.4	30	249.66	1001	
DDH1378	CTRSS15	36.5	20	234.24	1001	
DDH1378	CTRSS15	36.5	30	237.76	1001	
DDH1378	CTRSS15	36.5	10	25.77	1001	
DDH1381	CTRSS15	36.2	30	113.12	1001	
DDH1381	CTRSS15	36.2	10	161.94	1001	
DDH1384	CTRSS15	36.4	10	242.6	1001	
DDH1384	CTRSS15	36.5	20	219.02	1001	
DDH1387	CTRSS15	36.4	30	329.74	1001	
DDH1389	CTRSS15	36.2	10	146.46	1001	
DDH1389	CTRSS15	47.4	30	152.79	1001	
DDH1391	CTRSS15	36.2	30	307.2	1001	
DDH1391	CTRSS15	36.5	20	183.88	1001	
DDH1391	CTRSS15	36.5	10	187.39	1001	
DDH1398	CTRSS15	36.2	30	252.43	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.4	20	189.6	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.4	20	188.42	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.4	30	201.38	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.4	10	213.16	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.5	20	167.48	1001	

ID	TIPO ENSAYO	DIAMETRO PROBETA (mm)	PSATURACION (Mpa)	VALOR ENSAYO (Mpa)	CODIGO LITOLÓGICO	RUPTURA
DDH1445	CTRSS15	36.5	20	219.02	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.5	30	292.8	1001	
DDH1445	CTRSS15	36.5	30	241.27	1001	
DDH1447	CTRSS15	36.3	30	138.55	1001	
DDH1447	CTRSS15	36.4	20	164.87	1001	
DDH1447	CTRSS15	36.4	10	167.93	1001	
DDH1454	CTRSS15	47.7	20	235.91	1001	
DDH1454	CTRSS15	47.7	30	237.28	1001	
DDH1454	CTRSS15	47.7	10	191.06	1001	
DDH1457	CTRSS15	36.3	10	149.2	1001	
DDH1457	CTRSS15	36.4	20	188.42	1001	
DDH1462	CTRSS15	36.2	20	233.38	1001	
DDH1462	CTRSS15	36.4	30	287.35	1001	
DDH1462	CTRSS15	36.5	10	166.31	1001	
DDH1464	CTRSS15	35.1	10	146.91	1001	
DDH1464	CTRSS15	36.2	20	170.27	1001	
DDH1464	CTRSS15	36.5	30	289.29	1001	
DDH1468	CTRSS15	36.3	20	264.07	1001	
DDH1468	CTRSS15	36.3	10	242.75	1001	
DDH1469	CTRSS15	36.4	30	239.06	1001	

ANEXO C

Reporte de los ensayos de laboratorio efectuados por el SP Technical Research Institute of Sweden (2010): “Direct shear and tensile tests of unbroken rock joints”.



REPORT

Date 2010-09-08 Reference PX00650 Page 1 (9)

Handled by, department
Mathias Flansbjerg
Building Technology and Mechanics
+46 10 516 52 25, Mathias.Flansbjerg@sp.se

Superintendencia Geología
Codelco Chile Division El Teniente
Millan 1020
Rancagua
Chile

Direct shear and tensile tests of unbroken rock joints (2 appendices)

Summary

Direct shear and tensile tests on unbroken rock joints in drill core specimens have been conducted. The shear strength of joints containing mainly copper sulphide was in the range of 1.2-19.4 MPa. The joints had different thickness, flatness and to some extent different mineral content. The fracture occurred in shear planes which fully or partly contained the joint during the shear tests. The failures occurred in the joint planes in four of six cases during the tensile tests. The tensile strength when the failure was in the joints was in the range of 0.4-1.3 MPa. The recorded tensile strength was 2.7 and 3.5 MPa respectively, in the other two cases when the failure was outside the veins. Acoustic emission measurements with line localization of the AE events were successfully conducted during some of the tensile tests.

1 Introduction

Direct shear and uniaxial tensile tests on unbroken rock joints have been conducted on specimens sampled from El Teniente mine in Chile. The specimens have been cut from drill cores containing bands of mainly copper sulphide acting as joints with a supposed different strength than the base rock material. The aim was to determine the shear and tensile strengths of the vein infill joint. The tests were conducted in the rock mechanics laboratories at SP Building Technology and Mechanics in Borås, Sweden, during May and June 2010.

2 Specimens

Eighteen direct shear test and six direct tensile test specimens taken from drill cores, marked DAC and specimen number, arrived at SP in January 2010. The shear test specimens had copper sulphide bands with different inclination against the core axis. The joint planes had approximately a form of an isosceles trapezoid. The joint planes in the direct tensile test specimens were approximately perpendicular to the longitudinal axis yielding a circular cross section. The dimensions were measured by means of a digital sliding calliper.

SP Technical Research Institute of Sweden

Postal address	Office location	Phone / Fax / E-mail
SP	Västerås	+46 10 516 50 00
Box 857	Brinellgatan 4	+46 33 13 55 02
SE-501 15 BORÅS	Borås	info@sp.se
Sweden		

This document may not be reproduced other than in full, except with the prior written approval of SP.

3 Test procedure

3.1 Specimen preparation – direct shear test specimens

The shear test specimens had dimensions that did not need further processing by SP. The specimens were centred in the specimen holders when they were grouted by means of high strength concrete. The opening between the upper and lower holder was about 10 mm. The specimens were first grouted into respective lower holder, cf Figure 1, where after the specimens were grouted into respective upper holder.

3.2 Specimen preparation – direct tensile test specimens

The cored cylinders were cut to a length of approximately 100 mm, see Figure 2. Three of the core cylinders were shorter and therefore distance parts were glued to specimen ends, see Figure 3.

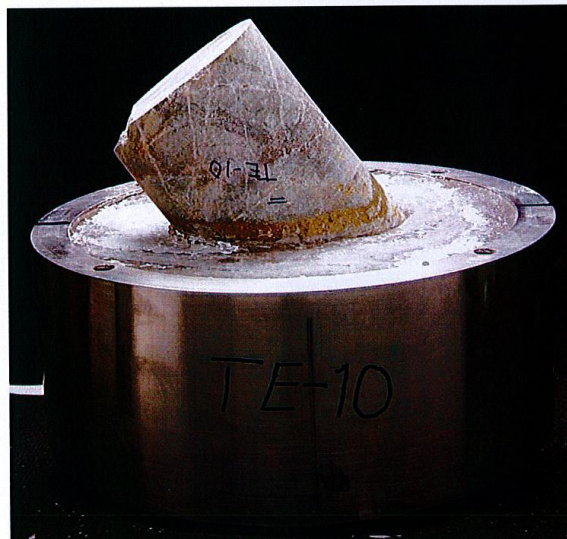


Figure 1. Specimen TE-10 grouted into the lower specimen holder. (The picture is from a previous commission for Codelco, ref P805774, date 2009-04-15).

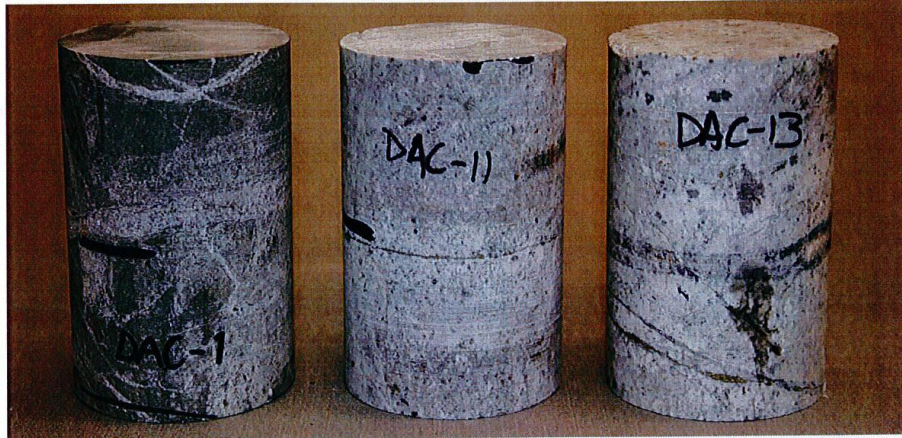


Figure 2. Photo of specimen DAC-1, DAC-11 and DAC-13.



Figure 3. Photo of specimen DAC-24, DAC-25 and DAC-26.

The specimen was glued to the loading platen using a glue device which ensured the centre lines of the platen and the cylinder to coincide and in order to ensure perpendicularity between the face of the loading platen and the centre axis of the specimen as close as possible, see Figure 4. The lower loading platen (together with the platens glued on cylinder) is then bolted to the machine and the upper loading platen, which is already attached to the machine, is glued to the top of the cylinder. Any small deviation from parallelity between the end surface of the specimen and the loading platen are accommodated by the adhesive layer yielding a perfect fit between the specimen and the loading platens. The maximum difference in adhesive thickness over the area was approximately 0.1 mm i.e. deviation from the cylinder edges being parallel. The adhesive used was X60 by HBM.



Figure 4. Photo of the “glue device” (with lower loading platen in upper part of picture).

3.3 Direct shear tests

The grouted specimens were mounted in the shear boxes in the testing machine. A normal load corresponding to a given normal stress was applied according to a test schedule given by Codeco, see Table 1. The loading rate was 5 MPa/min during normal loading and unloading stages. The specimens were sheared by applying a constant shear displacement rate of 0.5 mm/min on the shear actuator. The force and displacements were recorded during the test in both the normal and shear directions. The forces, in the normal and shear directions respectively, were measured by means of electrical load cells. The displacements in the normal and shear directions, respectively, were recorded as the relative displacement between the upper and lower shear box. The shear displacement was recorded using one LVDT and the normal displacement was recorded by means of four LVDTs placed in the four corners in the shear box. The average value of these measurements yields the normal displacement.

Table 1. Test schedule for direct shear tests. The numbers in the table are the normal compressive stress given in MPa. The capital letter “S” denotes shearing. There are two deviations (marked with grey colour) from the stress levels in the schedule given by Codelco: DAC-2b and DAC-21b were intended to be sheared at 10 and 15 MPa normal stress, respectively.

Specimen	Test sequence							
	1	2	3	4	5	6	7	8
DAC-2a	5	S						
DAC-2b	5	S						
DAC-3a	5	S						
DAC-3b	10	S						
DAC-4a	1	S						
DAC-4b	5	S						
DAC-4c	10	S						
DAC-7	5	S						
DAC-14a	15	5	S					
DAC-14b	15	5	10	S				
DAC-18	5	S						
DAC-19a	15	5	S					
DAC-19b	15	5	10	S				
DAC-20a	15	5	S					
DAC-20b	15	5	10	S				
DAC-21b	5	S						
DAC-22	20	0	20	0	20	0	5	S
DAC-23	20	0	20	0	20	0	5	S

3.3 Direct tensile tests

The tests were displacement controlled and carried out in a GCTS machine with a tensile capacity of 100 kN. The deformation was measured locally over the vein with three inductive displacement transducers with a gauge length of 30 mm. The transducers had a measuring range of ± 2.50 mm. The gauges were approximately centred over the location of the vein. The mean value of the three displacement values was used for the displacement control. The loading rate was increased in the post peak regime after a certain softening has taken place in order to speed up the test. Acoustic emission was recorded during four of the tests in which the acoustic emission sensors were attached to the upper and lower loading platens. Figure 5 shows a photo of the test setup.

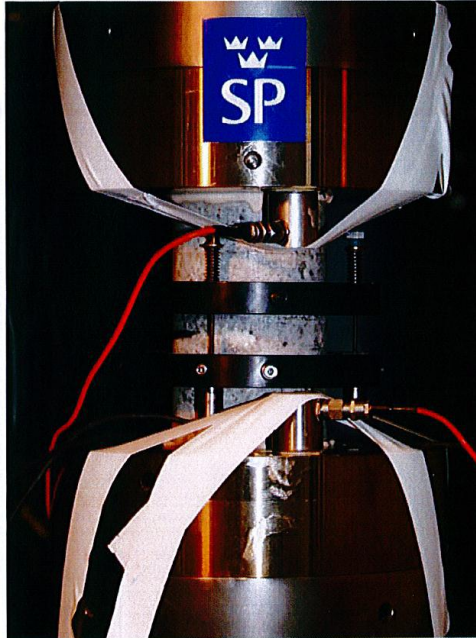


Figure 5. Photo of experimental test setup for the direct tensile tests.

4 Results

4.1 Direct shear tests

The fractures occurred in shear planes which fully or partly contained the joint during the shear tests. All specimens have had a clear shear failure with some tensile breakage in the tensile stressed regions in the rear end of the specimen. The various failures are schematically depicted in Figure 6. A detailed description of the results and pictures of the specimens are shown in Appendix 1. A summary of the results are shown below in Table 2.

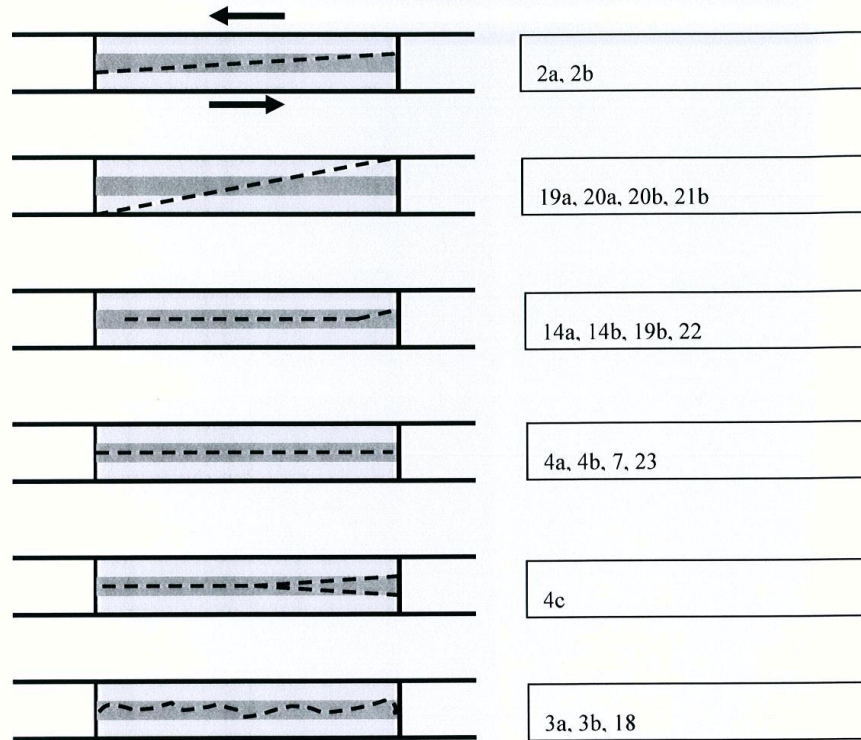


Figure 6. Schematic description of the observed shear failure planes for the different specimens. The dark gray area visualize the veins.

Table 2. Shear test results. Joint area normal stress and peak shear stress.

Specimen ID	Joint area (cm ²)	Normal stress(*) (MPa)	Peak shear stress (MPa)
DAC-2a	33.8	5	12.58
DAC-2b	35.6	5	12.70
DAC-3a	46.3	5	8.00
DAC-3b	44.8	10	16.11
DAC-4a	31.2	1	1.24
DAC-4b	38.7	5	2.94
DAC-4c	34.3	10	12.40
DAC-7	43.3	5	5.22
DAC-14a	32.4	5	17.45
DAC-14b	34.5	10	18.96
DAC-18	32.7	5	11.36
DAC-19a	30.9	5	19.12
DAC-19b	39.2	10	18.37
DAC-20a	28.8	5	12.13
DAC-20b	29.6	10	19.43
DAC-21b	39.5	5	15.70
DAC-22	35.5	5	15.28
DAC-23	33.2	5	9.69

(*) Normal stress during shearing. Some specimens have experienced a higher normal stress before shearing.

4.2 Direct tensile tests

The failures occurred in the joint planes in four of six cases during the tensile tests. For DAC-11 and DAC-13 the failure were located outside the vein and the local deformation measurement. This implies that the stress-deformation results have no information about the joint behaviour. Acoustic emission measurements with line localization of the AE events were successfully conducted during four of the tensile tests. A detailed description of the results and pictures of the specimens are shown in Appendix 2. A summary of the tensile tests is presented in Table 3.

Table 3. Summary of tensile test results.

Specimen ID	Diameter (mm)	AE	Loading rate ($\mu\text{m}/\text{min}$)	Tensile strength (MPa)	Failure
DAC-1	63.2		5.0	1.0	In vein
DAC-11	63.3	x	1.5	2.7	Outside vein
DAC-13	63.0	x	1.5	3.5	Outside vein
DAC-24	50.1	x	1.5	1.3	In vein
DAC-25	50.1	x	1.5	1.0	In vein
DAC-26	50.3		5.0	0.4	In vein

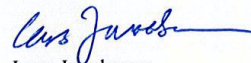
5 Discussion

The normal loading was applied with loading and unloading cycles in some tests before shearing then joint. No evaluation of the effect of cyclic loading was made. The direct tensile tests were conducted using a moment stiff loading device in order to suppress rotations of the holders that could lead to bending failure. The test setup for direct tensile tests on concrete described in RILEM TC 162-TDF (Materials and Structures 34, pp 3-6, 2001) was used as a model. The local deformation results and AE-measurements yields some insight of the failure behaviour. Further evaluation of the AE-results are possible. The AE-measurements were a first test in order to learn what information such measurements can give. Other types of deformation measurements e.g strain gauges, COD-gauges or non-contact deformation measurements using optical methods are possible use resolve the displacement field in the neighbourhood of the joint in order to gain further knowledge of the failure behaviour.

SP Technical Research Institute of Sweden
Building Technology and Mechanics - Solid Mechanics and Structures



Mathias Flansbjerg
 Technical Officer



Lars Jacobsson
 Technical Manager

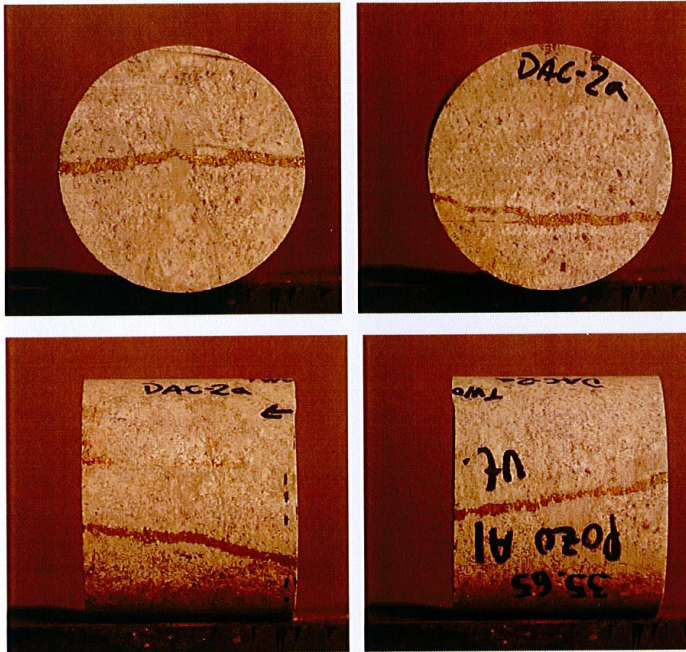
Appendices

Appendix 1: Direct shear test results.

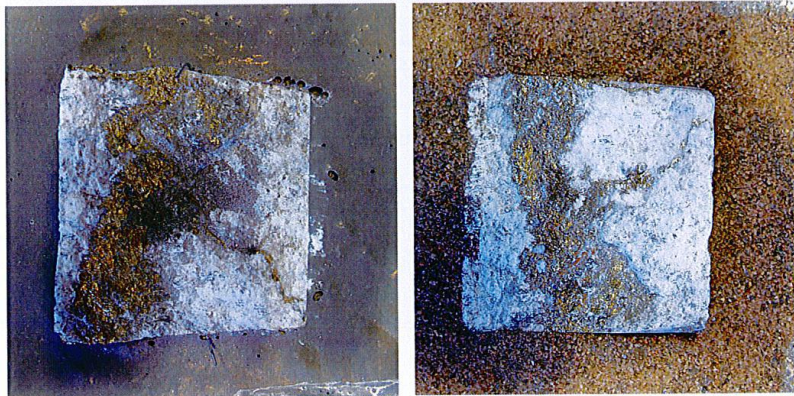
Appendix 2: Direct tensile test results.

Specimen ID: DAC-2a

Before mechanical test



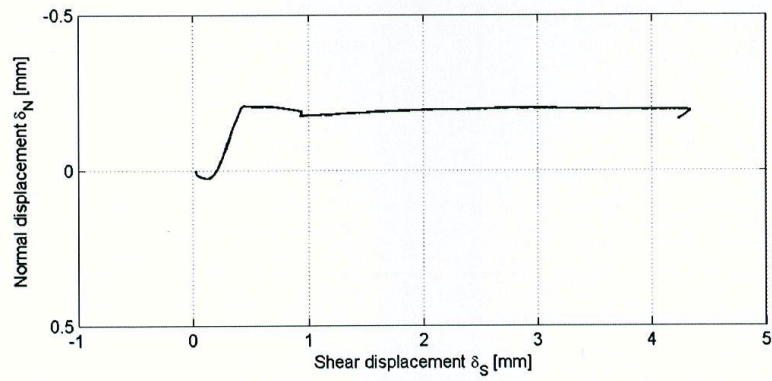
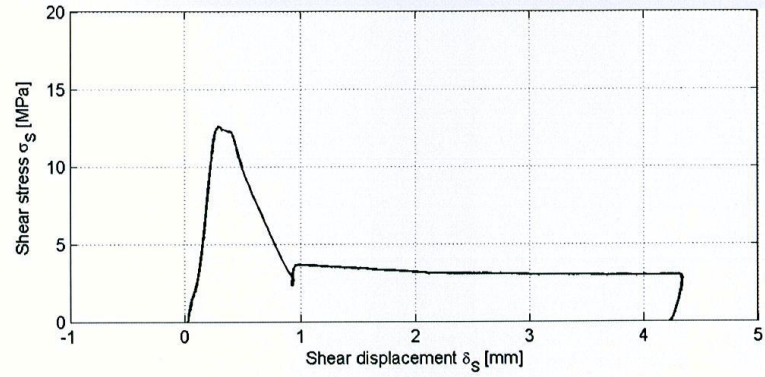
After mechanical test



Comments

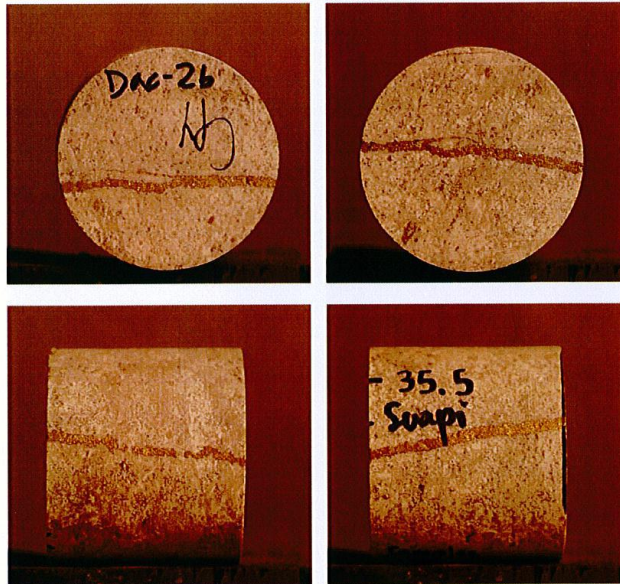
Failure plane with a slight inclination partly going through the vein plane.

Specimen ID: DAC-2a
Joint area : 33.8 cm²

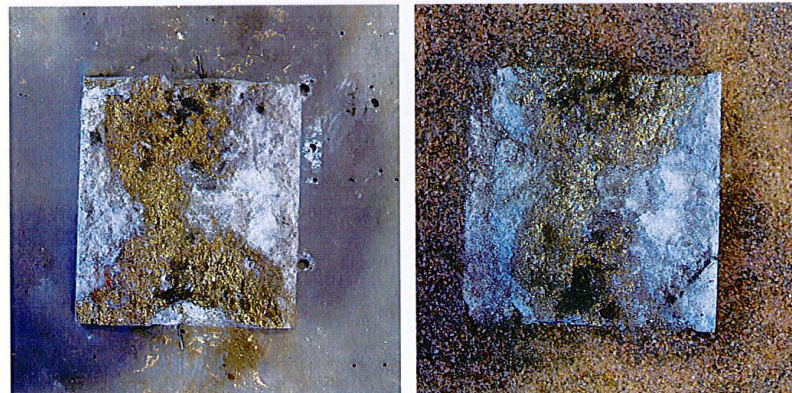


Specimen ID: DAC-2b

Before mechanical test



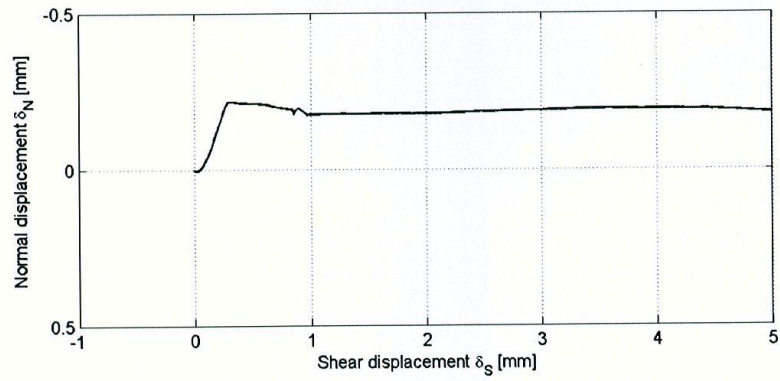
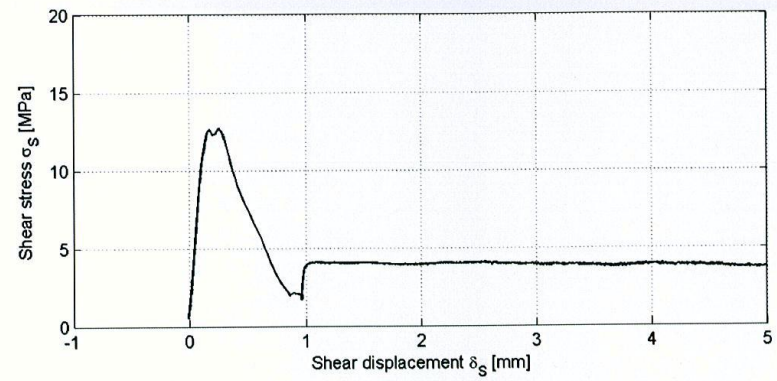
After mechanical test



Comments Failure plane with a slight inclination partly going through the vein plane.

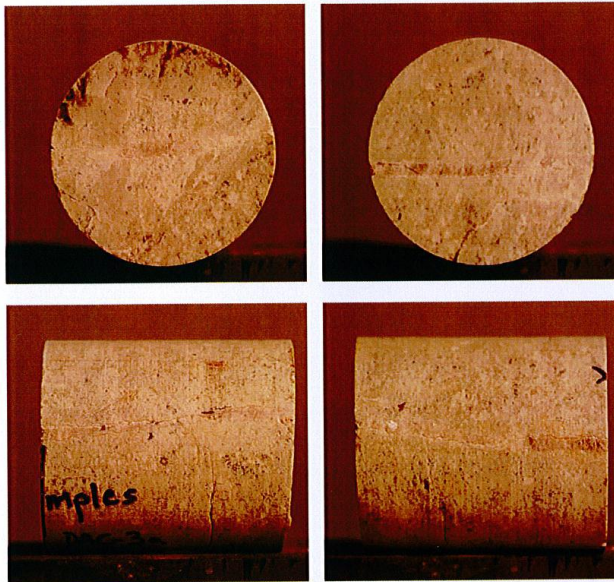
Appendix 1

Specimen ID: DAC-2b
Joint area : 35.6 cm²

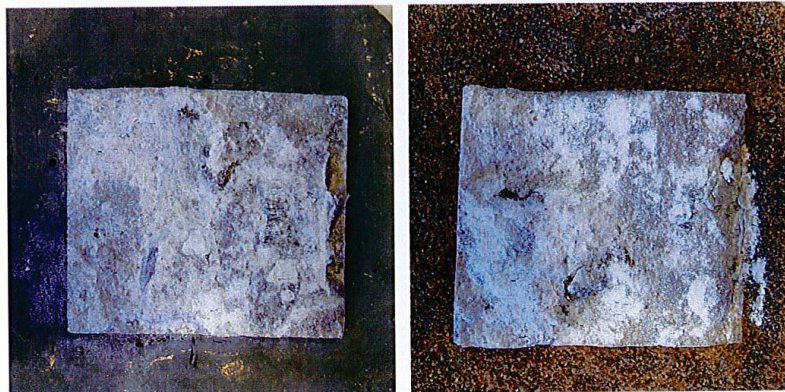


Specimen ID: DAC-3a

Before mechanical test

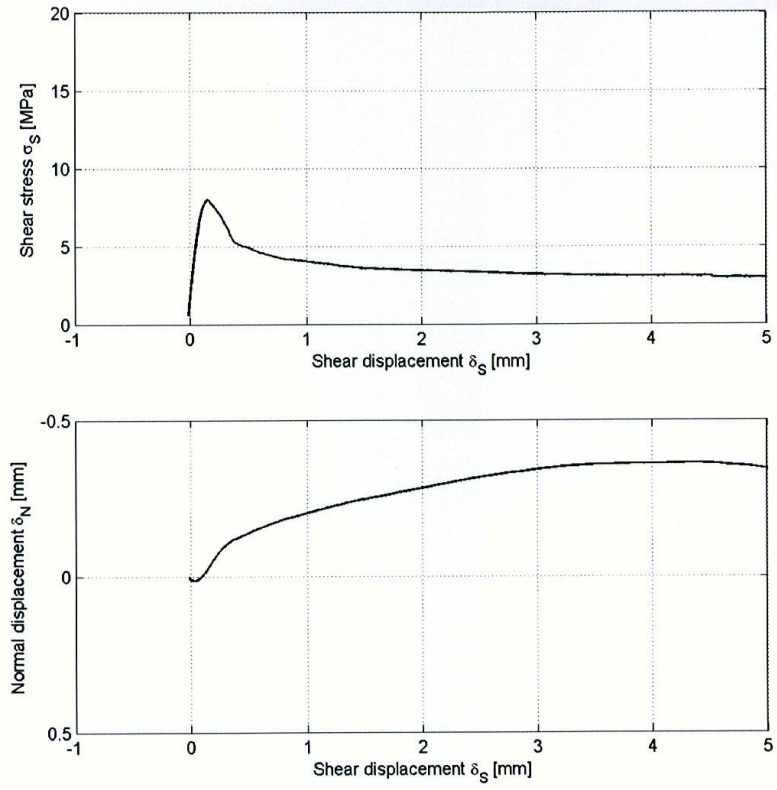


After mechanical test



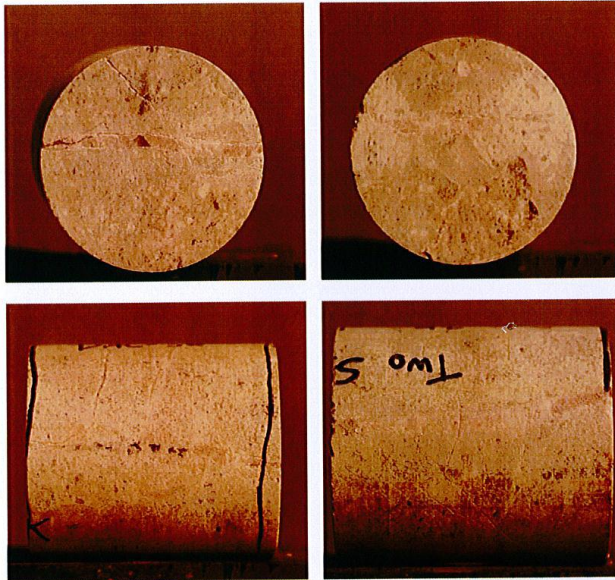
Comments The failure plane is going through the vein plane with a rough failure surface.

Specimen ID: DAC-3a
Joint area : 46.3 cm²

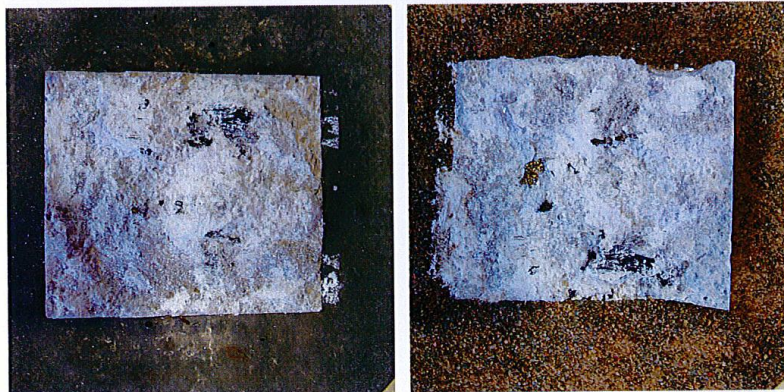


Specimen ID: DAC-3b

Before mechanical test

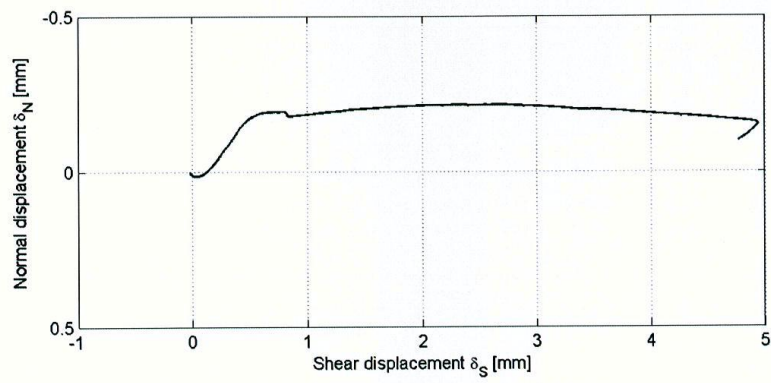
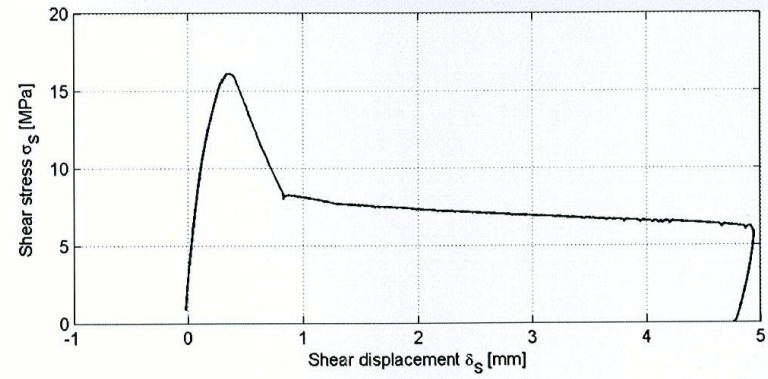


After mechanical test



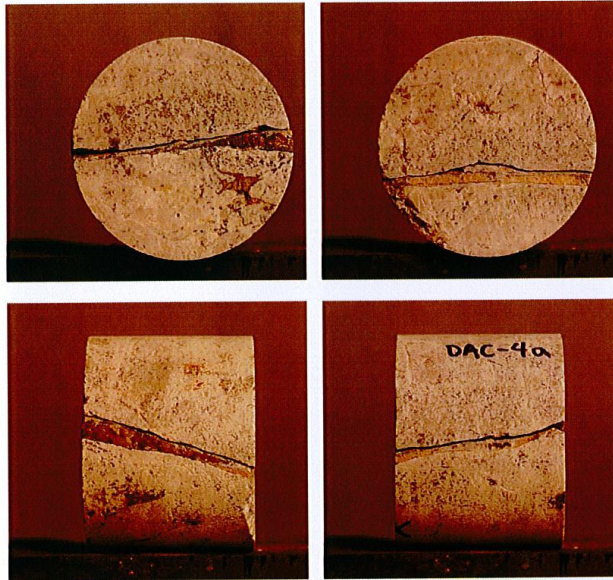
Comments The failure plane is going through the vein plane with a rough failure surface.

Specimen ID: DAC-3b
Joint area : 44.8 cm²

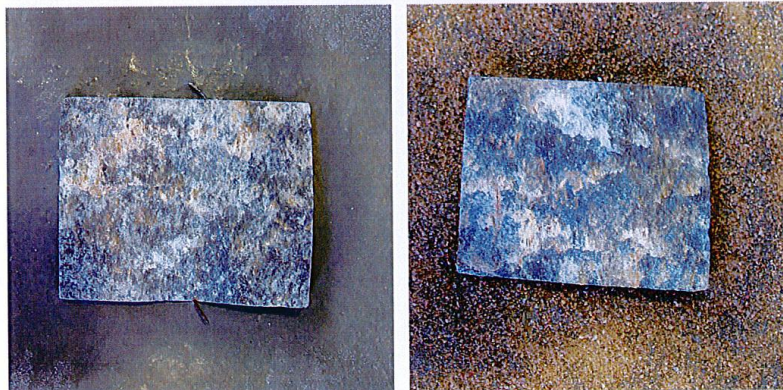


Specimen ID: DAC-4a

Before mechanical test

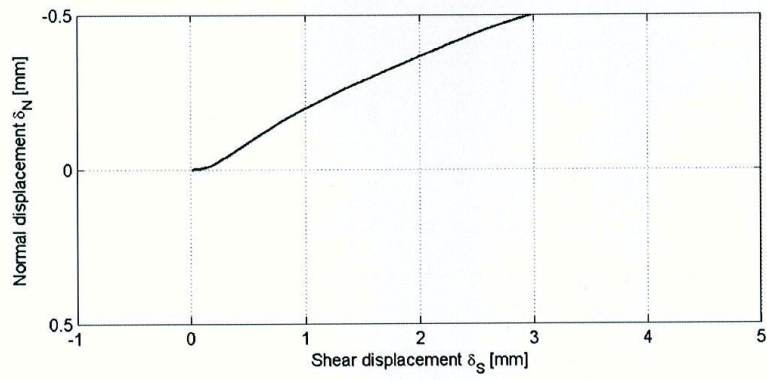
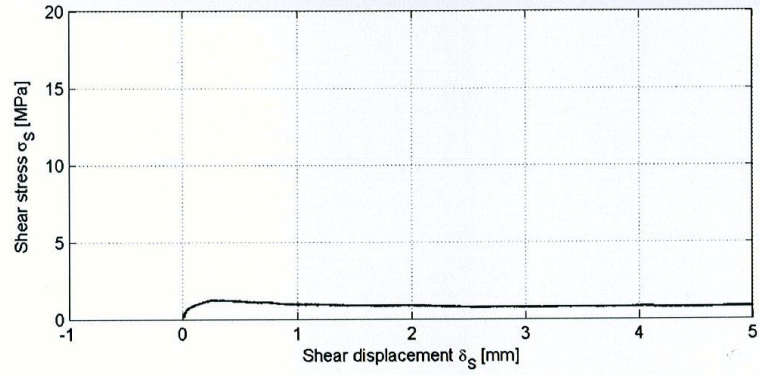


After mechanical test



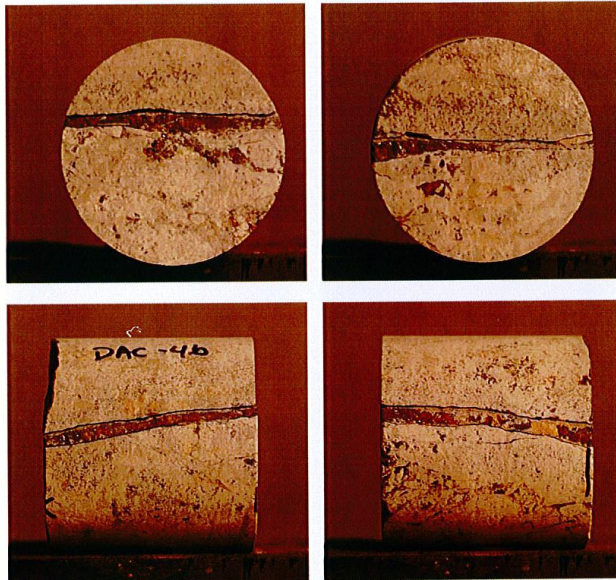
Comments The failure plane is essentially following the joint plane.

Specimen ID: DAC-4a
Joint area : 31.2 cm²

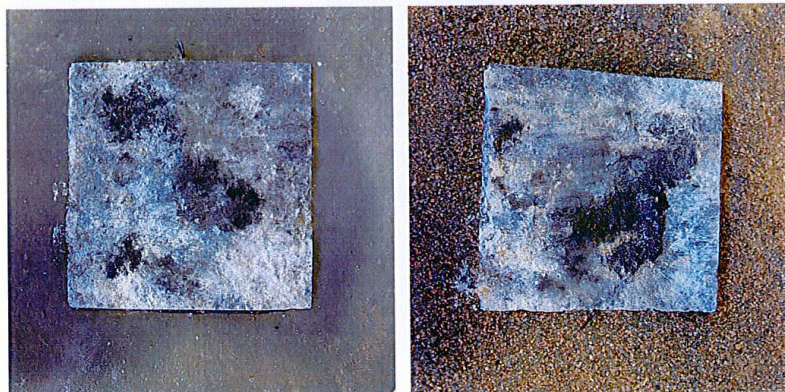


Specimen ID: DAC-4b

Before mechanical test

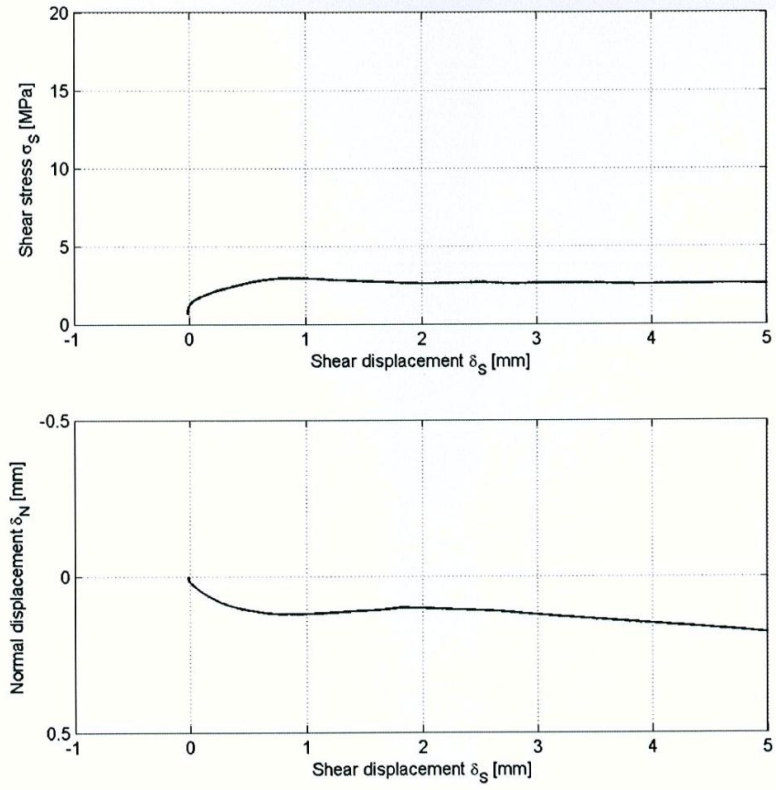


After mechanical test



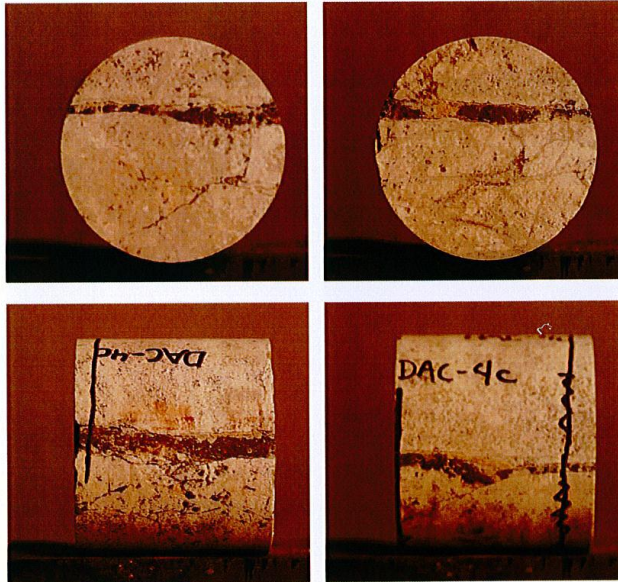
Comments The failure plane is essentially following the joint plane.

Specimen ID: DAC-4b
Joint area : 38.7 cm²

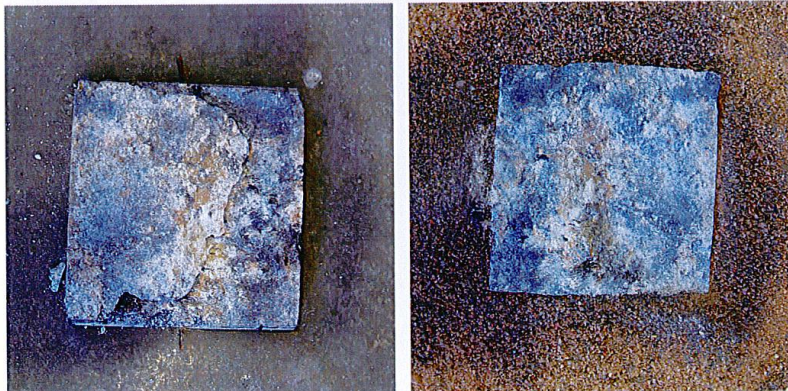


Specimen ID: DAC-4c

Before mechanical test

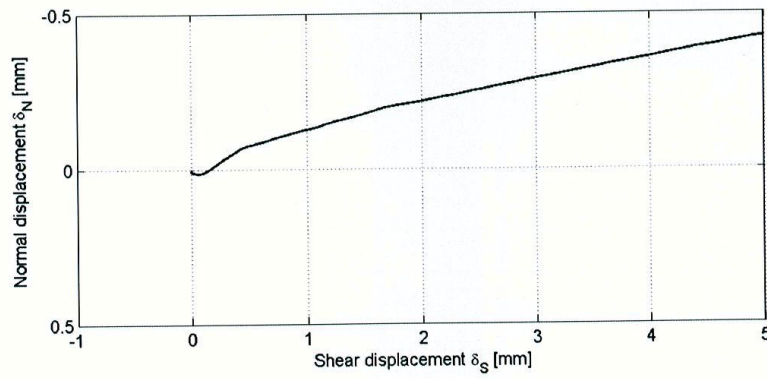
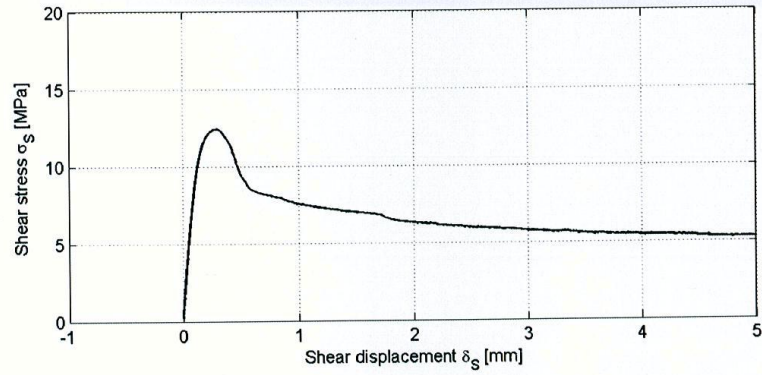


After mechanical test



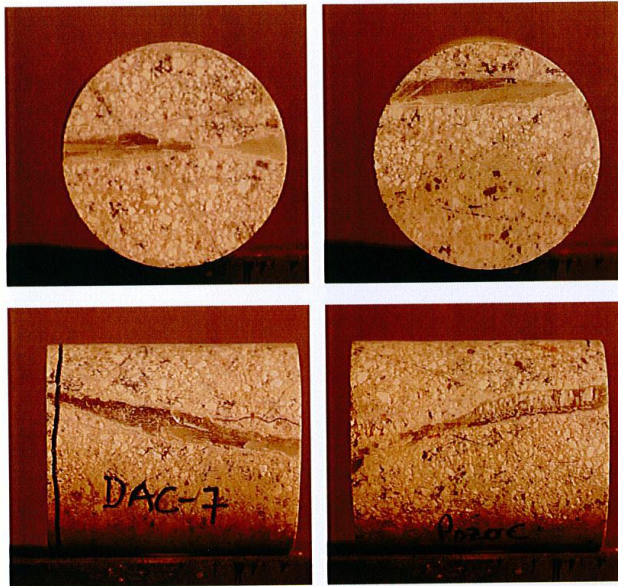
Comments The failure plane is partly split into two planes.

Specimen ID: DAC-4c
Joint area : 34.3 cm²

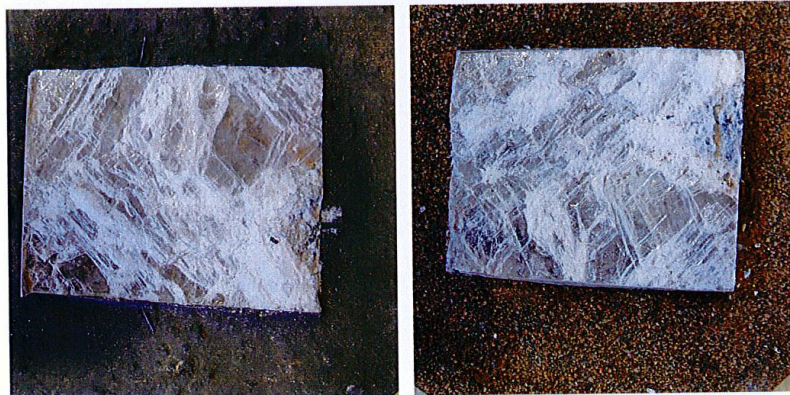


Specimen ID: DAC-7

Before mechanical test

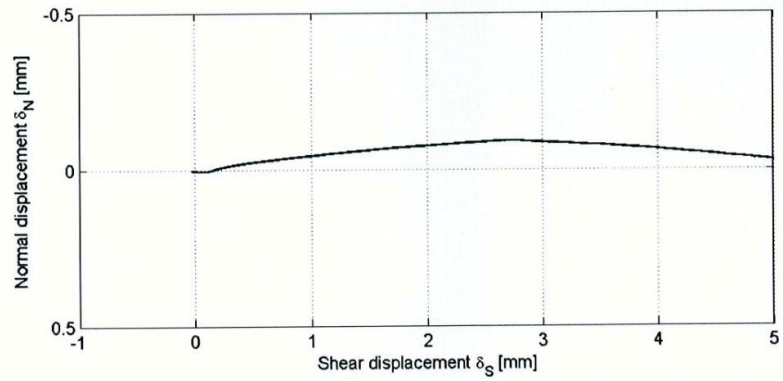
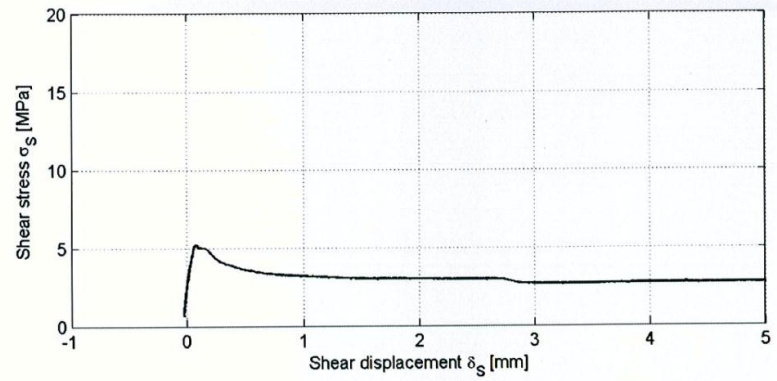


After mechanical test



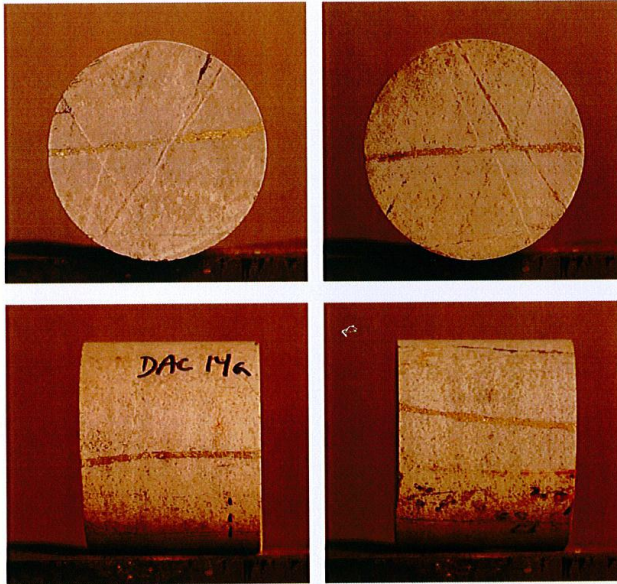
Comments The failure plane has a small inclination partly going through the vein of quartz.

Specimen ID: DAC-7
Joint area : 43.3 cm²

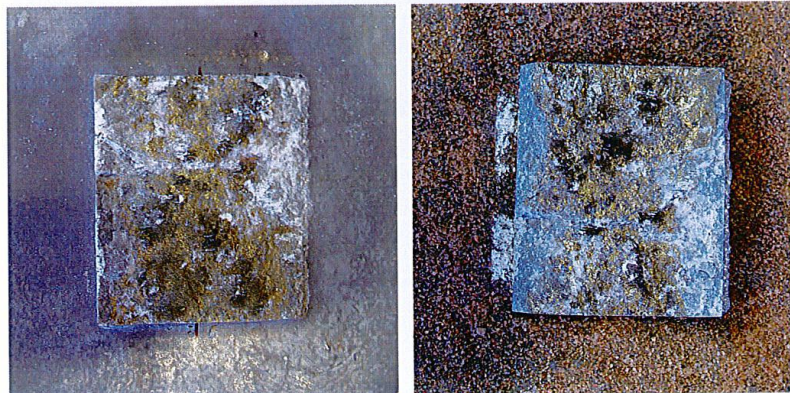


Specimen ID: DAC-14a

Before mechanical test

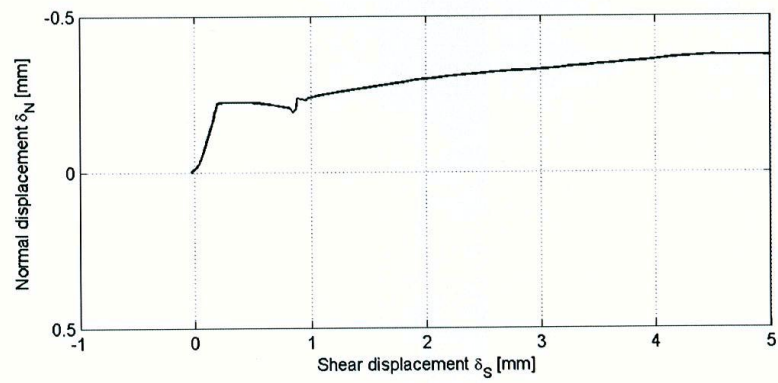
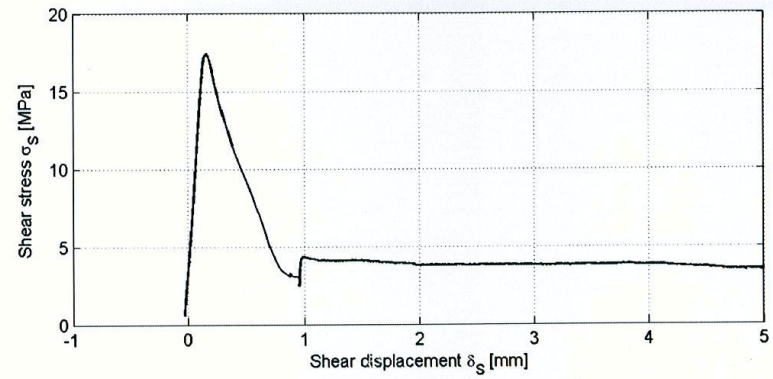


After mechanical test



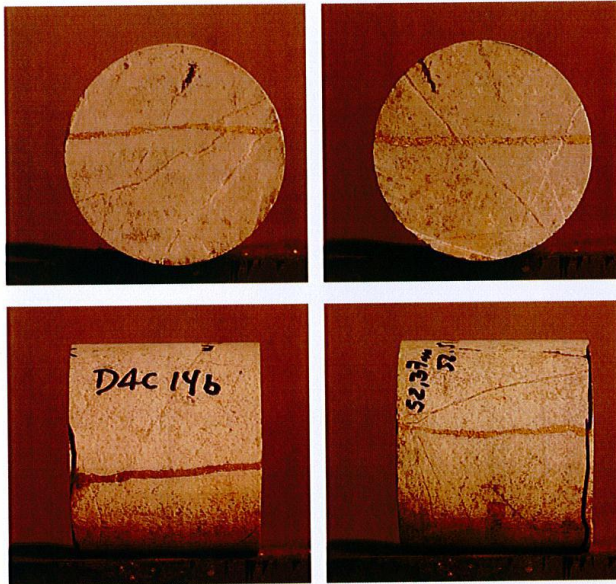
Comments The failure plane is mainly following the vein.

Specimen ID: DAC-14a
Joint area : 32.4 cm²

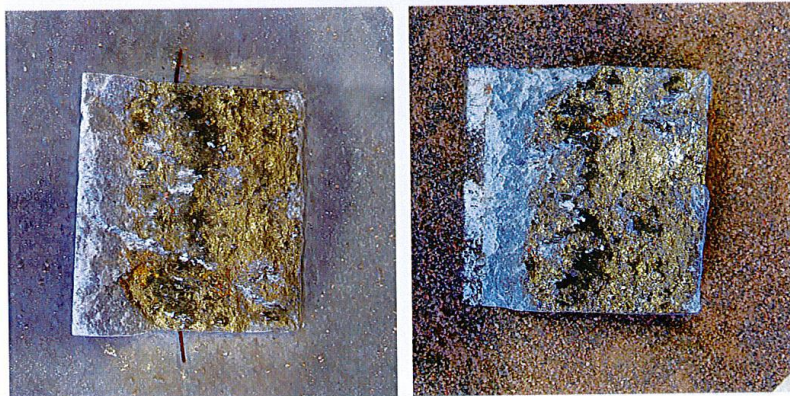


Specimen ID: DAC-14b

Before mechanical test

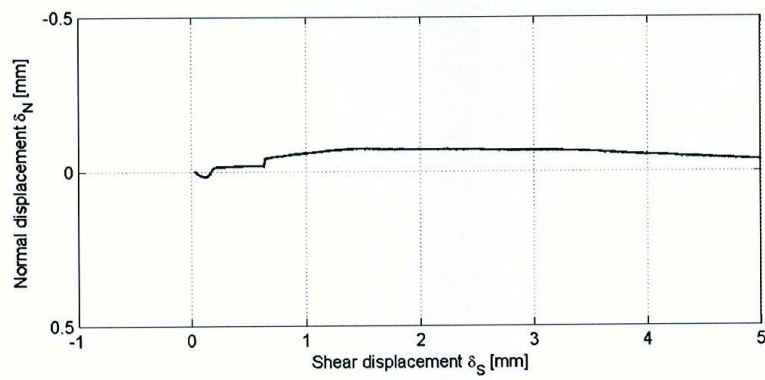
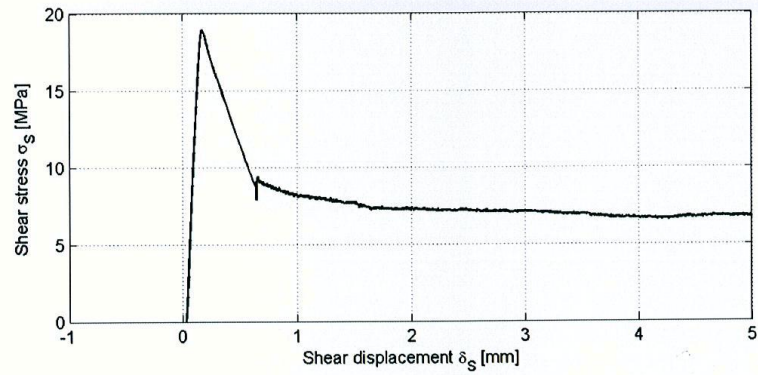


After mechanical test



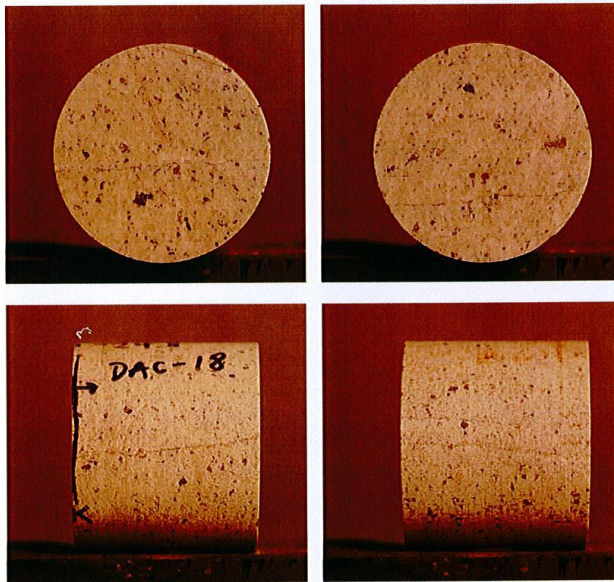
Comments The failure plane is mainly following the vein.

Specimen ID: DAC-14b
Joint area : 34.5 cm²

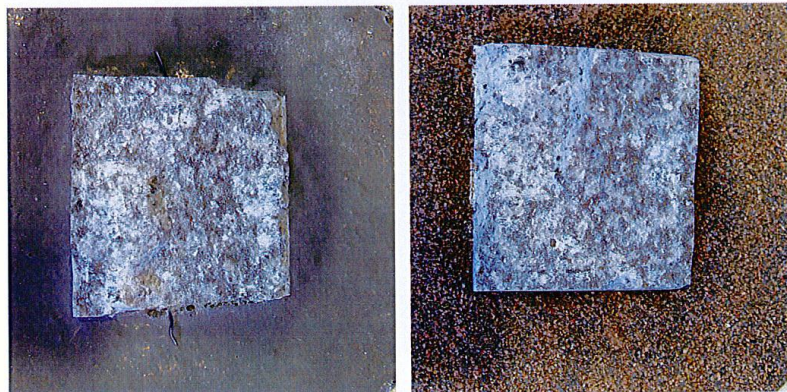


Specimen ID: DAC-18

Before mechanical test

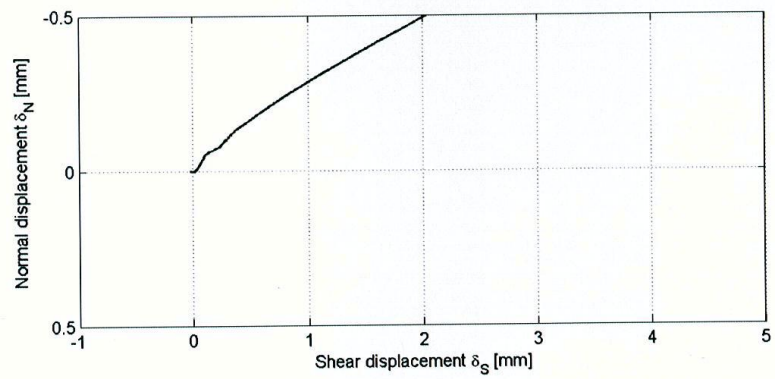
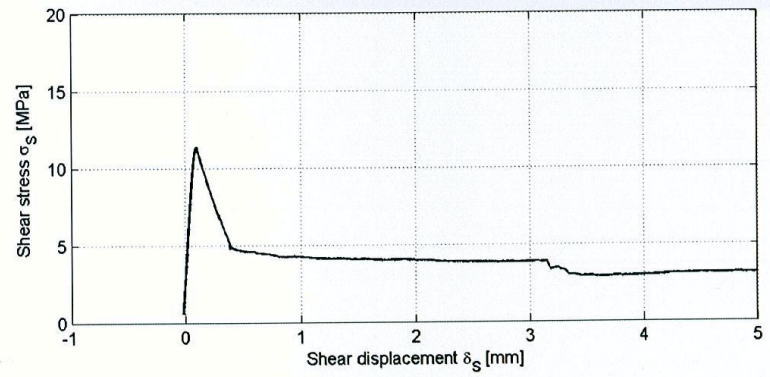


After mechanical test



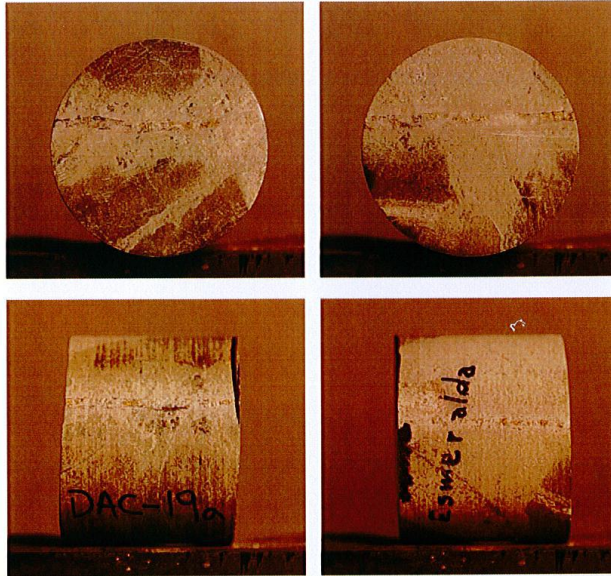
Comments The failure plane is rough and is not following the vein.

Specimen ID: DAC-18
Joint area : 32.7 cm²

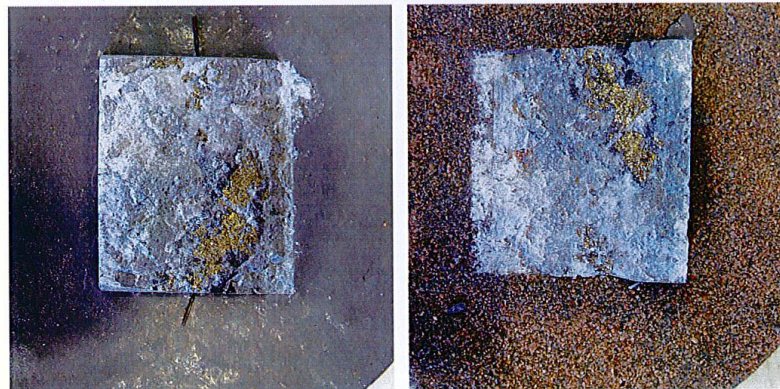


Specimen ID: DAC-19a

Before mechanical test

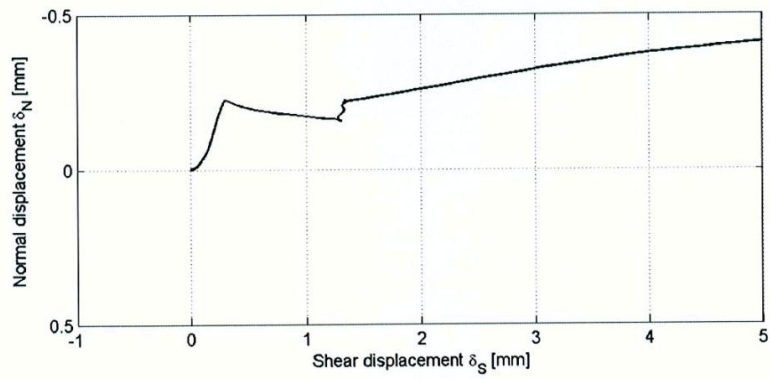
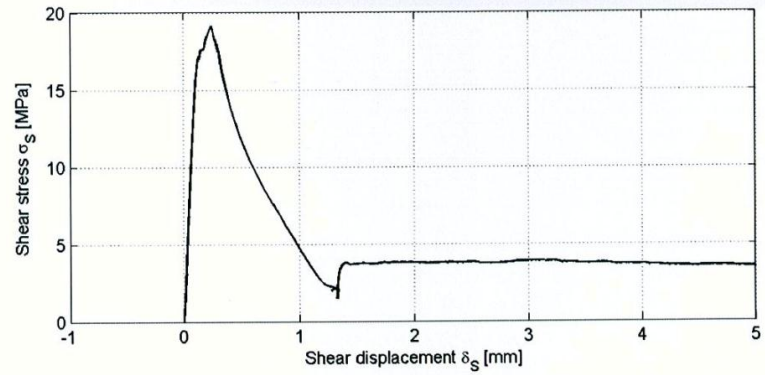


After mechanical test



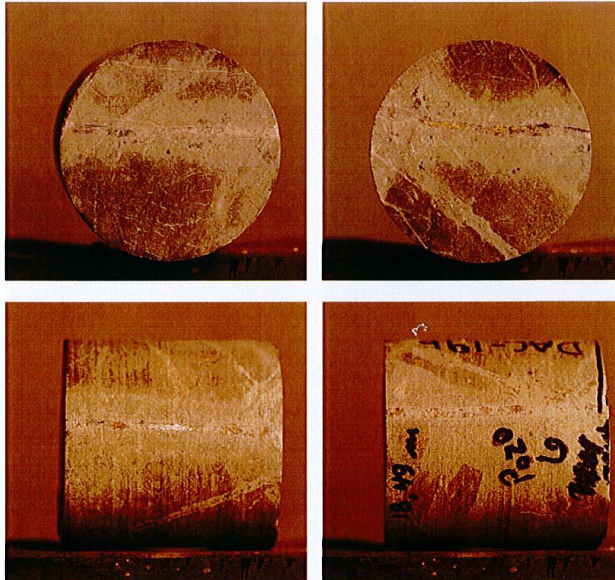
Comments The failure plane has a steep inclination crossing the vein plane.

Specimen ID: DAC-19a
Joint area : 30.9 cm²

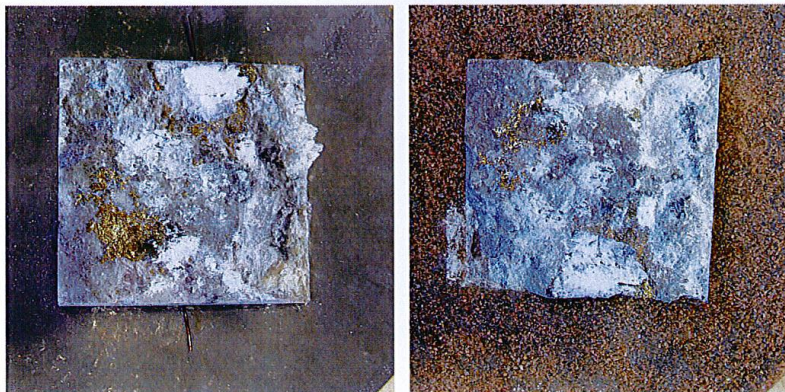


Specimen ID: DAC-19b

Before mechanical test

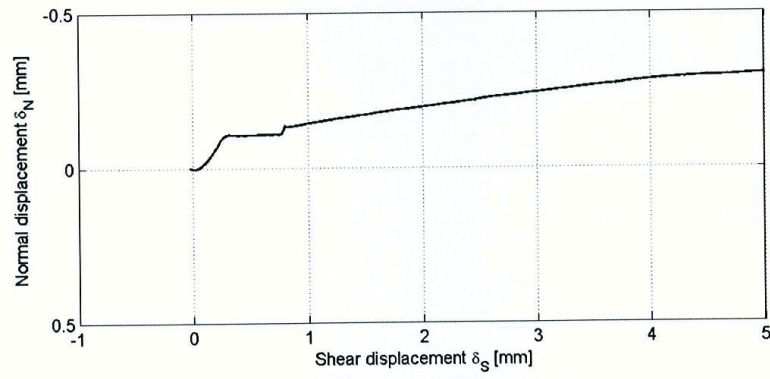
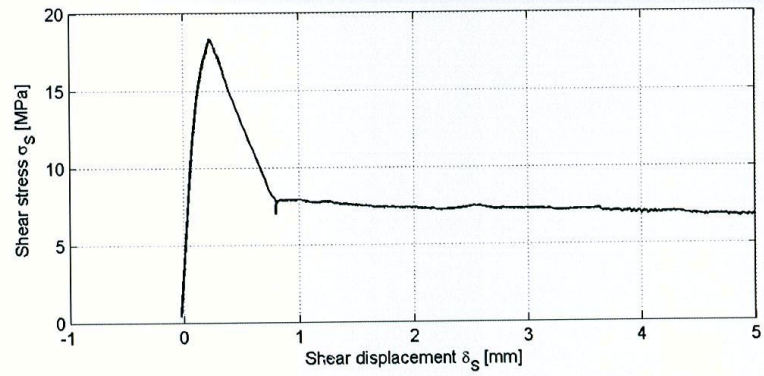


After mechanical test



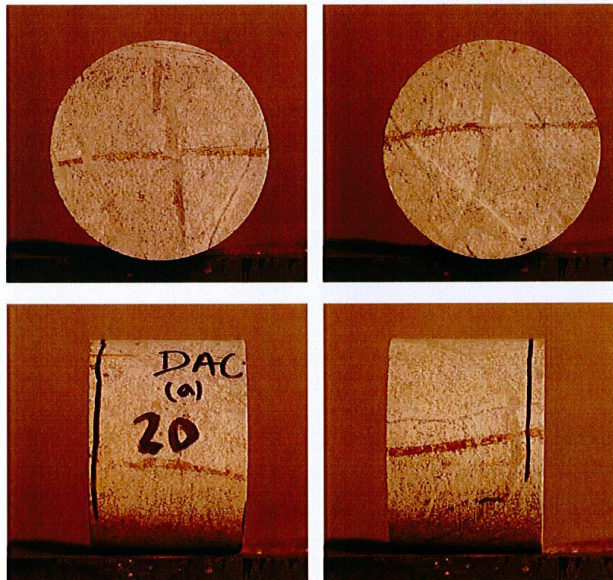
Comments The failure plane is mainly following the vein.

Specimen ID: DAC-19b
Joint area : 39.2 cm²

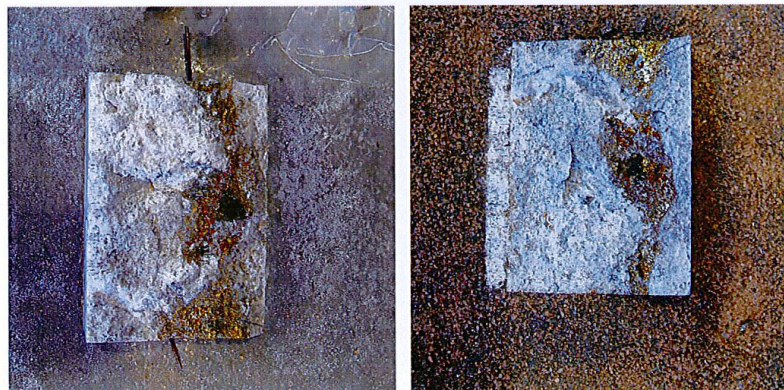


Specimen ID: DAC-20a

Before mechanical test

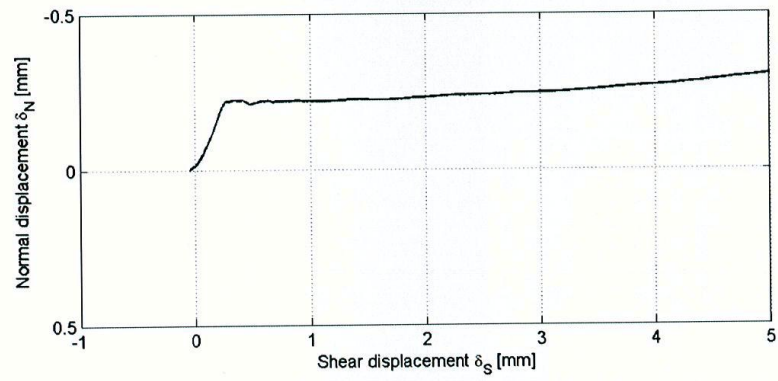
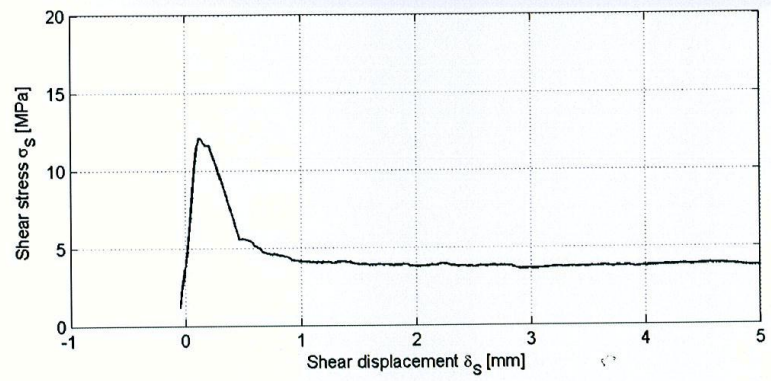


After mechanical test



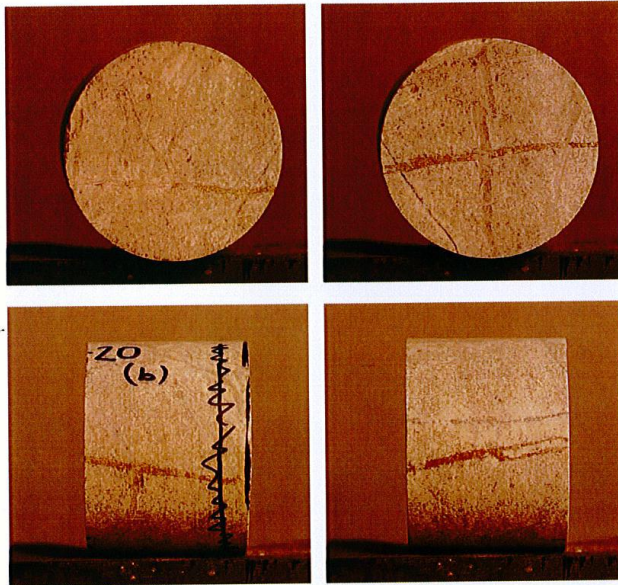
Comments The failure plane has a steep inclination crossing the vein plane.

Specimen ID: DAC-20a
Joint area : 28.8 cm²

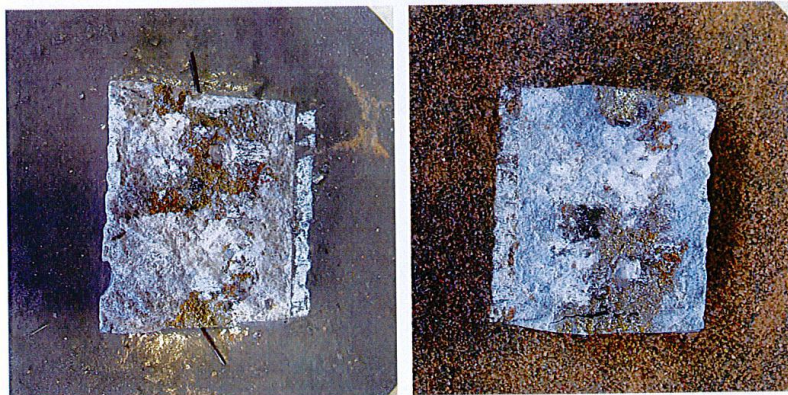


Specimen ID: DAC-20b

Before mechanical test

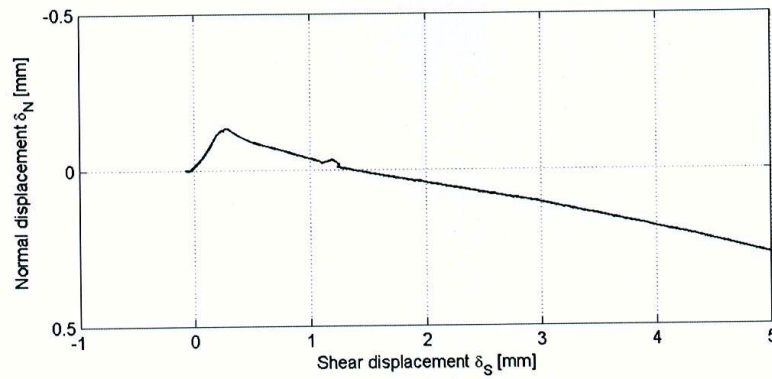
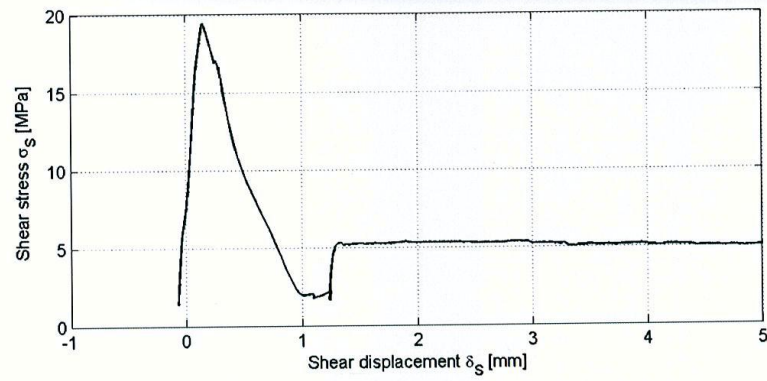


After mechanical test



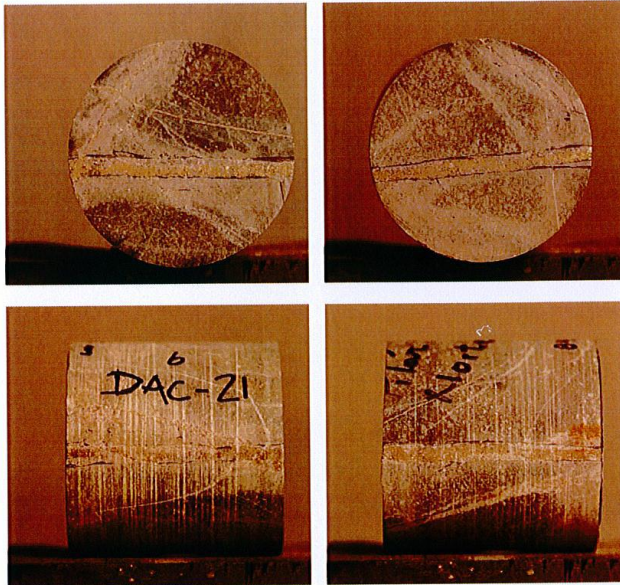
Comments The failure plane has a steep inclination crossing the vein plane.

Specimen ID: DAC-20b
Joint area : 29.6 cm²

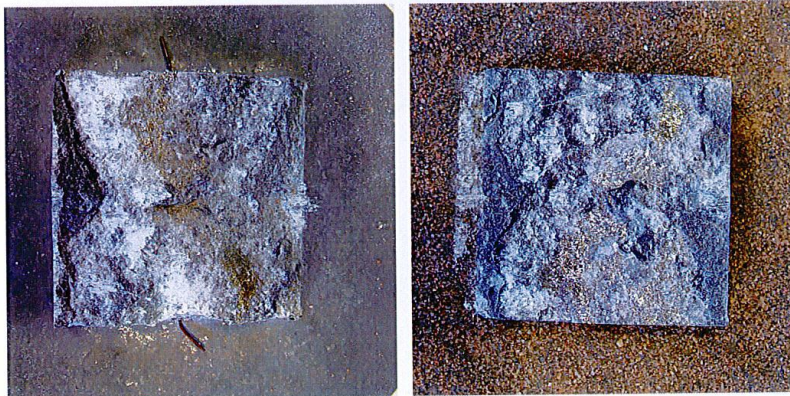


Specimen ID: DAC-21b

Before mechanical test

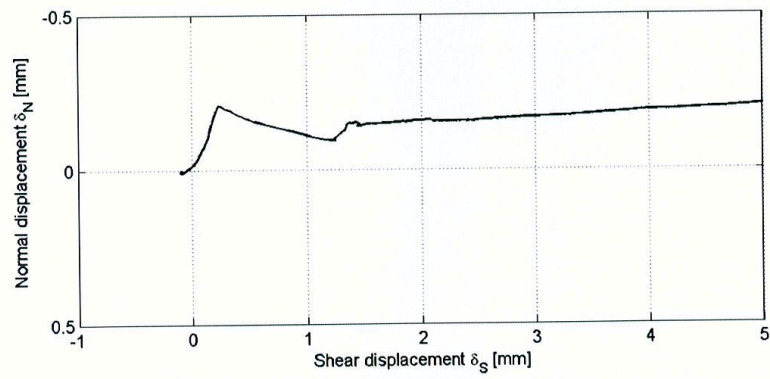
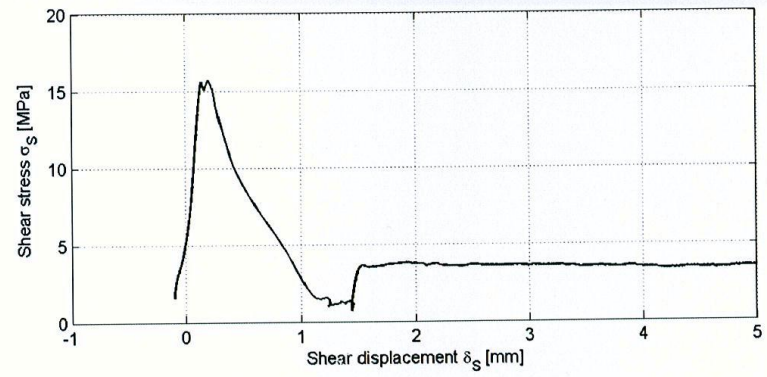


After mechanical test



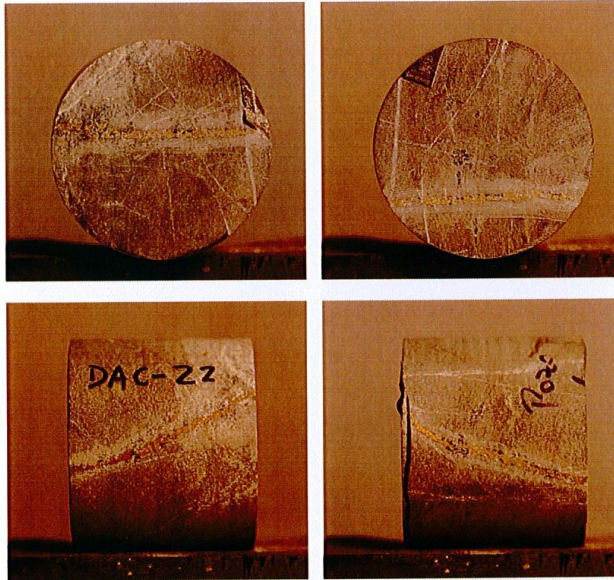
Comments The failure plane has a steep inclination crossing the vein plane.

Specimen ID: DAC-21b
Joint area : 39.5 cm²

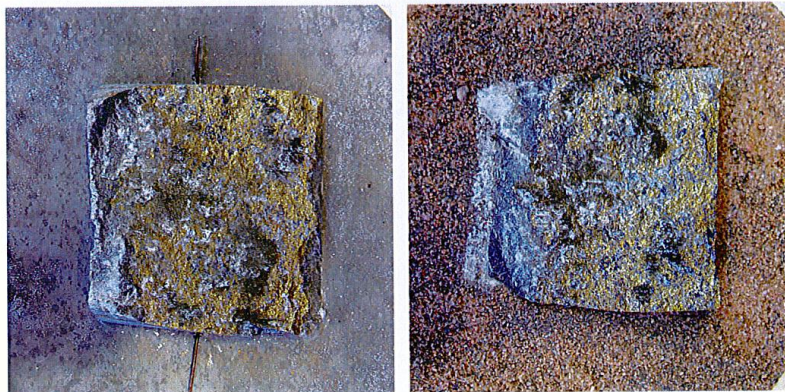


Specimen ID: DAC-22

Before mechanical test

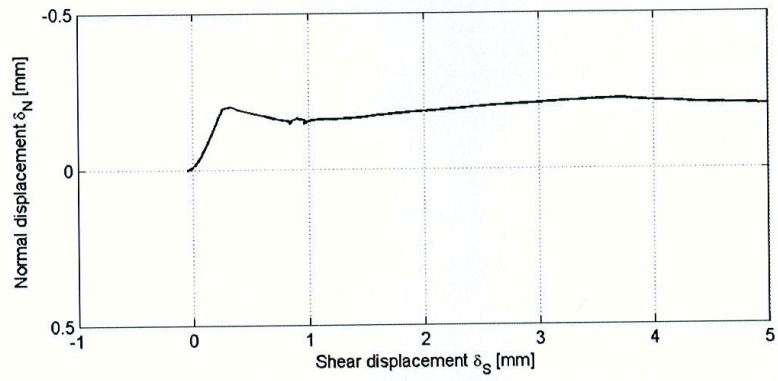
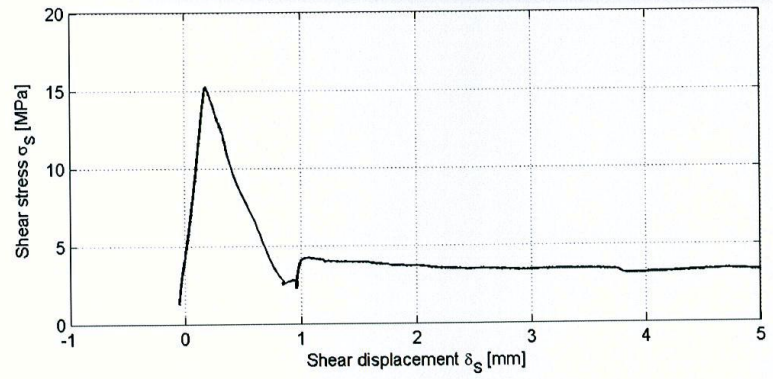


After mechanical test



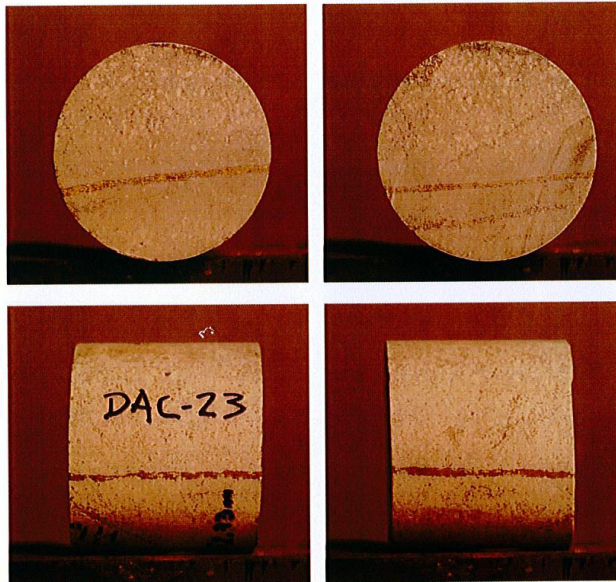
Comments The failure plane is mainly following the vein.

Specimen ID: DAC-22
Joint area : 35.5 cm²

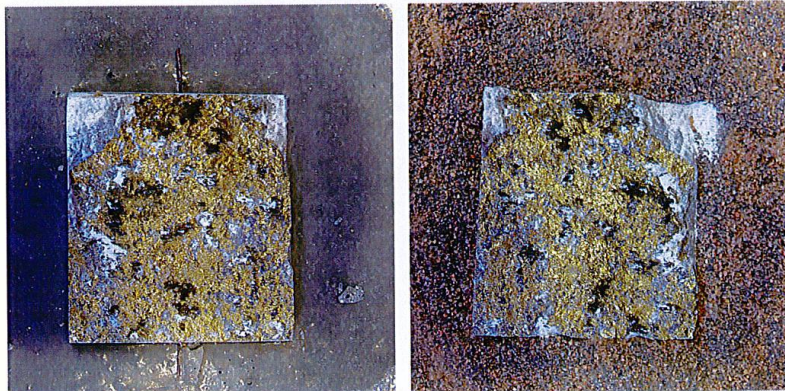


Specimen ID: DAC-23

Before mechanical test

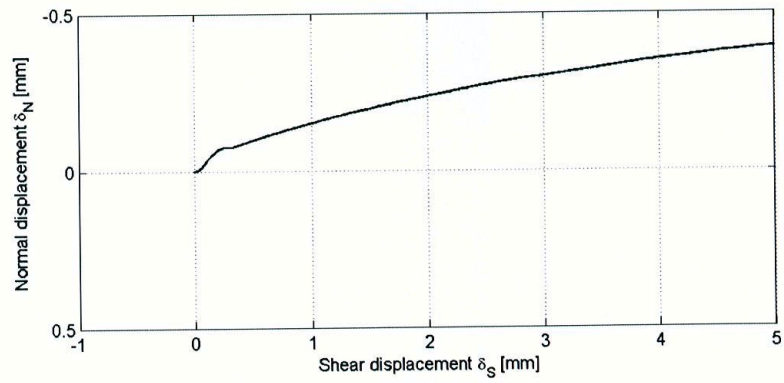
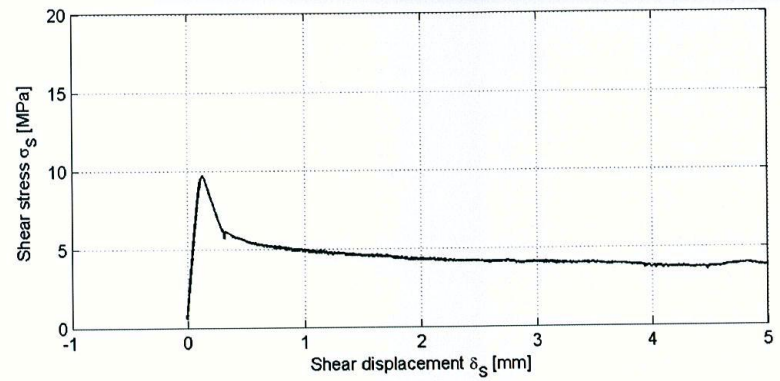


After mechanical test



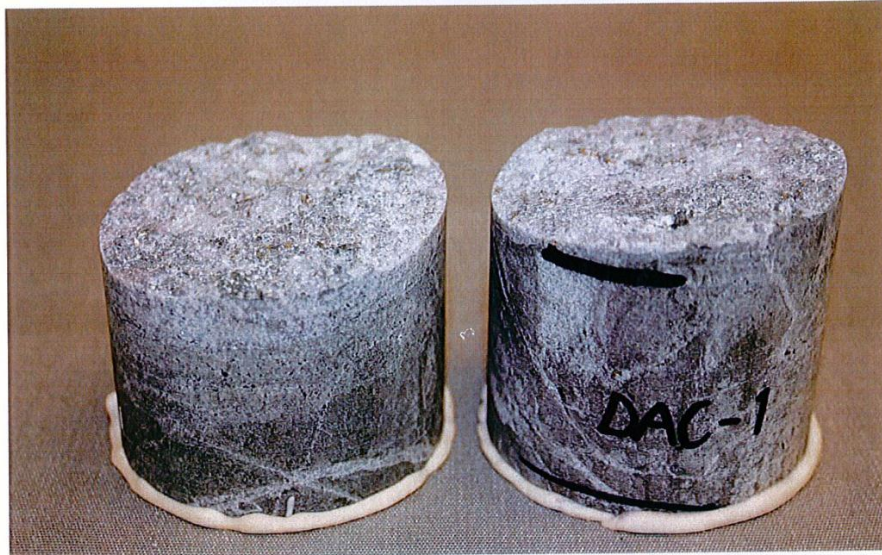
Comments The shear failure occurred in the joint.
Upper half: Small pieces have spalled off at the rear end of the specimen.
Lower half: Small pieces have spalled off at the rear end of the specimen.

Specimen ID: DAC-23
Joint area : 33.2 cm²

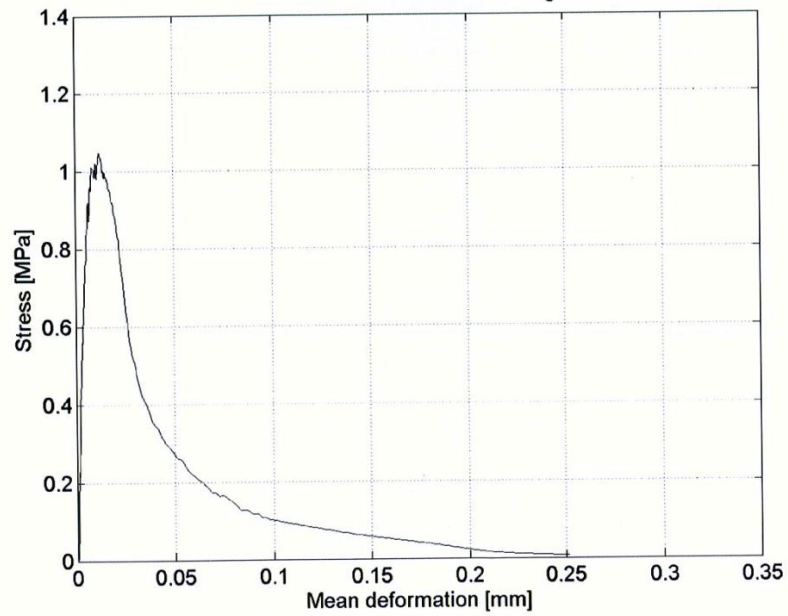


Specimen ID: DAC-1

After mechanical test



Comments The failure occurred in the vein and within the area of local deformation measurement.



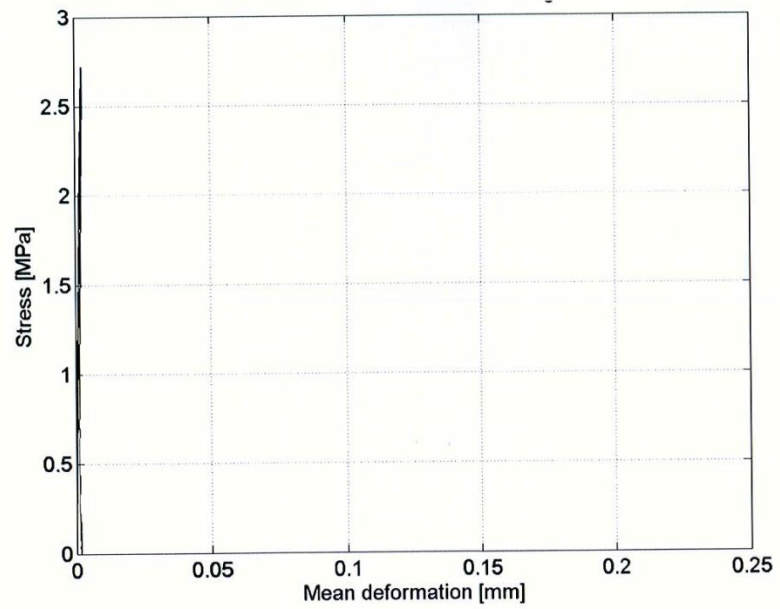
Specimen ID: DAC-11

After mechanical test



Comments

The failure occurred outside the vein and the area of local deformation measurement.



Appendix 2

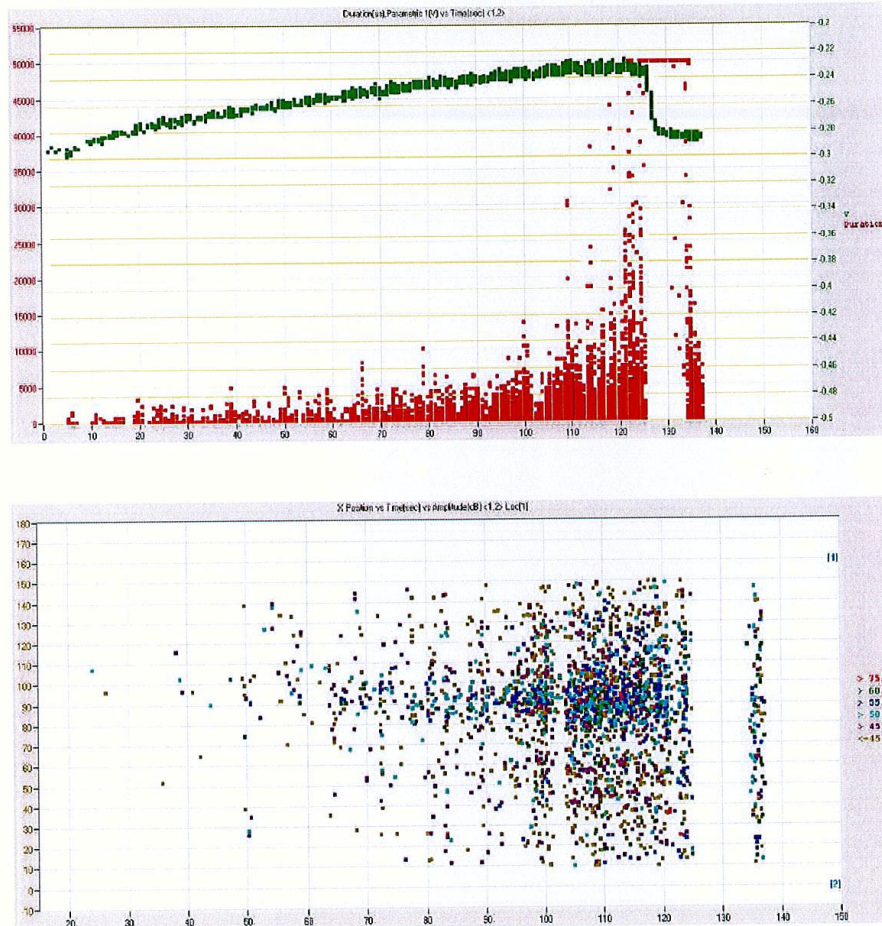


Figure A.2.1. Results of AE measurements on DAC-11. Upper figure: Duration of AE signals vs time (red) and load vs time (green). The load is given in the unit volt without conversion factor. The load can be compared with the load displacement graph on the preceding page. Lower figure: AE events vs time. The localization and the amplitude of the AE events are shown. The AE signals had very long duration between 125 and 135 seconds which made it impossible to localize the events.

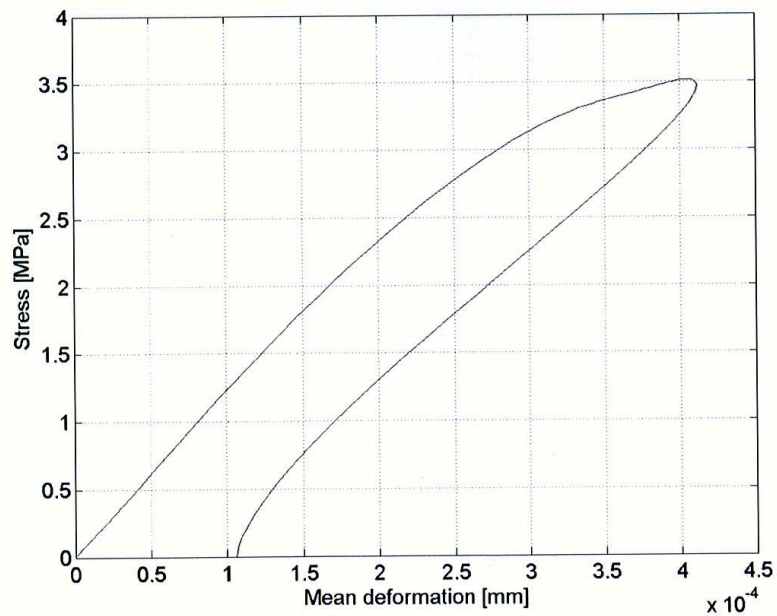
Specimen ID: DAC-13

After mechanical test



Comments

The failure occurred outside the vein and the area of local deformation measurement.



Appendix 2

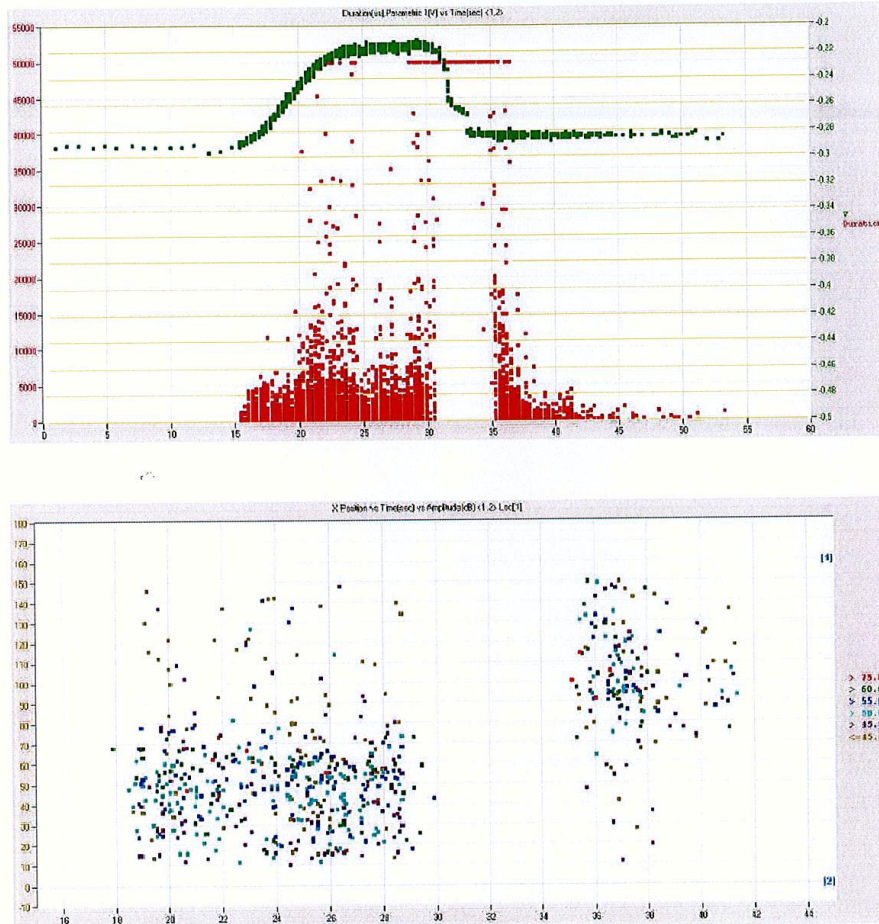
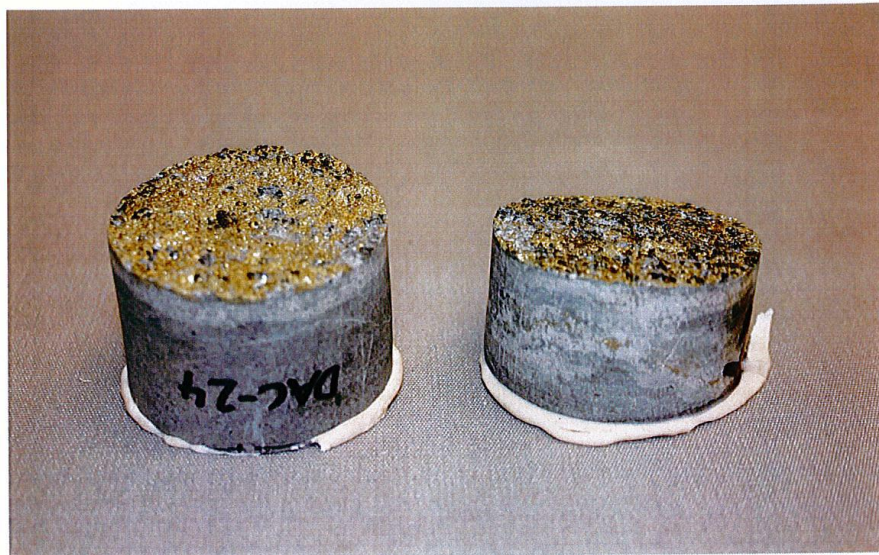


Figure A.2.2. Results of AE measurements on DAC-13. Upper figure: Duration of AE signals vs time (red) and load vs time (green). The load is given in the unit volt without conversion factor. The load can be compared with the load displacement graph on the preceding page. Lower figure: AE events vs time. The localization and the amplitude of the AE events are shown. The AE signals had very long duration between 30 and 35 seconds which made it impossible to localize the events.

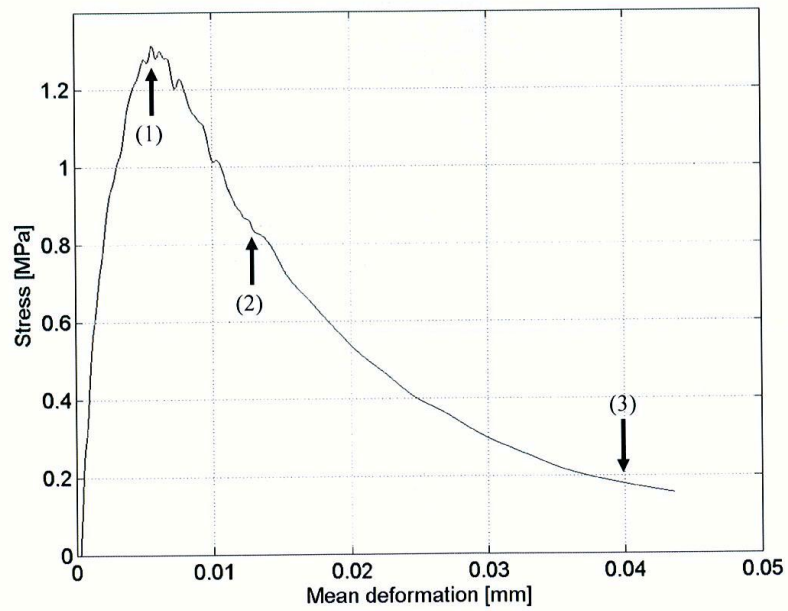
Specimen ID: DAC-24

After mechanical test



Comments

The failure occurred in the vein and within the area of local deformation measurement.



Appendix 2

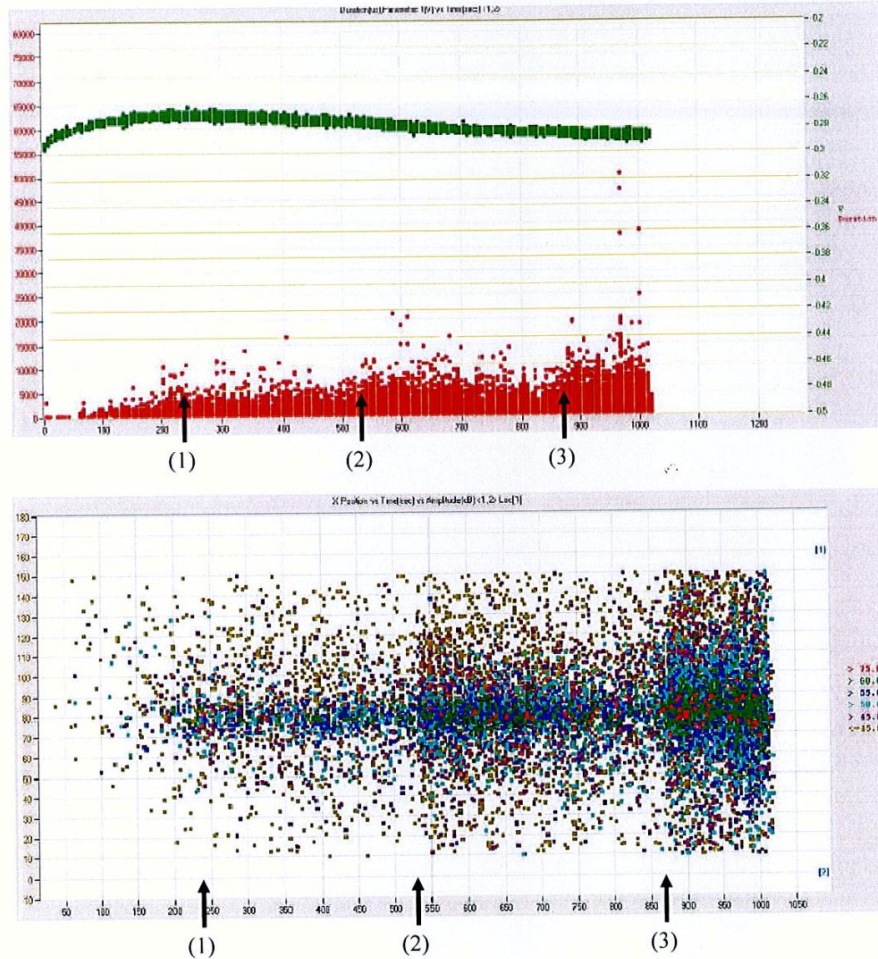


Figure A.2.3. Results of AE measurements on DAC-24. Upper figure: Duration of AE signals vs time (red) and load vs time (green). The load is given in the unit volt without conversion factor. The load can be compared with the load displacement graph on the preceding page. Lower figure: AE events vs time. The localization and the amplitude of the AE events are shown. Three stages of damage has been identified and marked in the load-deformation and AE graphs: (1) first event with an amplitude greater than 75 dB (red symbol), (2) first clear intensity increase of AE-events and (3) second clear intensity increase of AE-events is due to increase of loading rate.

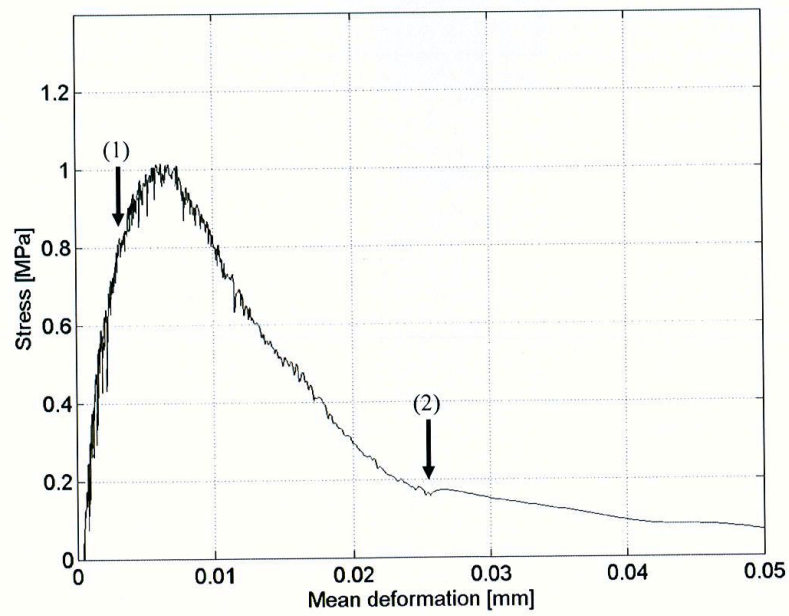
Specimen ID: DAC-25

After mechanical test



Comments

The failure occurred in the vein and within the area of local deformation measurement.



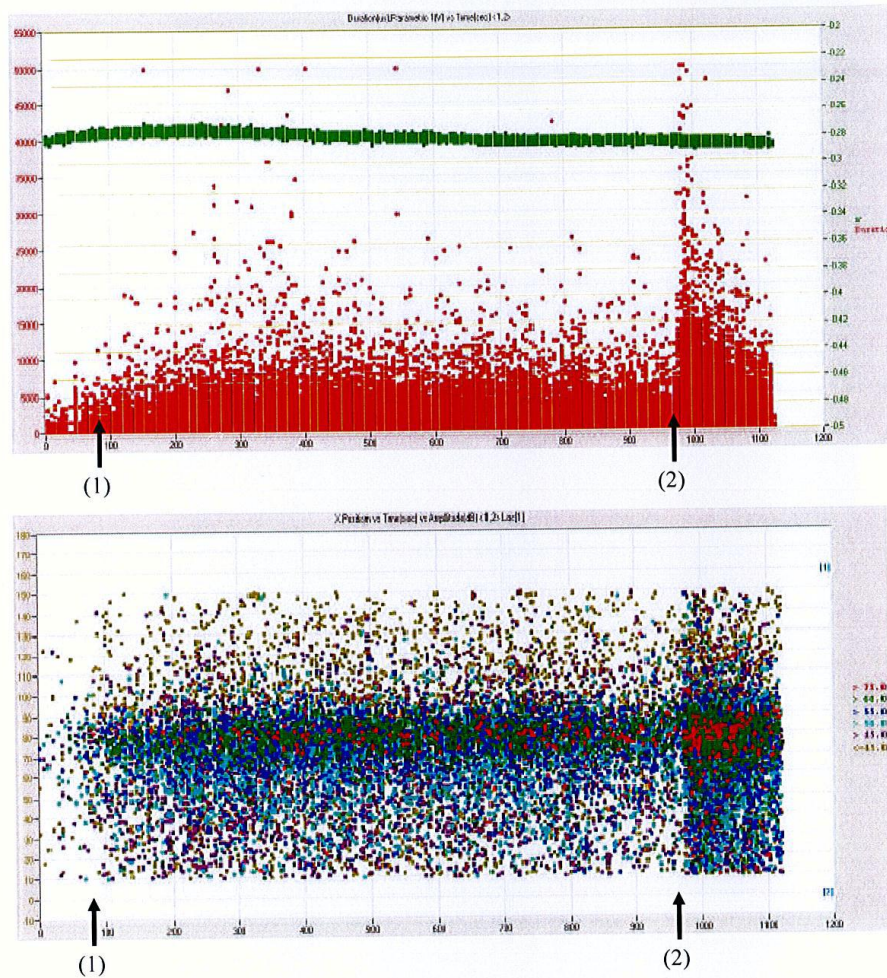


Figure A.2.4. Results of AE measurements on DAC-25. Upper figure: Duration of AE signals vs time (red) and load vs time (green). The load is given in the unit volt without conversion factor. The load can be compared with the load displacement graph on the preceding page. Lower figure: AE events vs time. The localization and the amplitude of the AE events are shown. Two stages of damage has been identified and marked in the load-deformation and AE graphs: (1) first event with an amplitude greater than 75 dB (red symbol) and (2) a clear intensity increase of AE-events is due to increase of loading rate.

Specimen ID: DAC-26

After mechanical test



Comments

The failure occurred in the vein and within the area of local deformation measurement.

