



**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN  
FACULTAD DE CIENCIAS QUÍMICAS  
DEPARTAMENTO CIENCIAS DE LA TIERRA**



**CARACTERIZACIÓN DE LA SOBRE-EXCAVACIÓN  
MEDIANTE FOTOGRAMETRÍA EN TÚNELES  
SOBRECARGADOS Y EVALUACIÓN DEL POTENCIAL  
PREDICTIVO EN LABORES DEL PROYECTO NUEVO  
NIVEL MINA, MINA EL TENIENTE.**

**Memoria para optar al Título de Geólogo**

**Emiliano Tomás Vega Ruiz**

Profesor Patrocinante: Msc. Abraham Elías González Martínez.

Profesional Guía: Dr. Andrés Brzovic Pérez.

Profesores Comisión: Dr. Jorge Andrés Quezada Flory.

Dr. Luis Arturo Quinzio Sinn.

**Concepción, 2019**



*A mis padres Jorge y Marta,  
mis hermanos y abuelos.  
Gracias por su amor.*

# ÍNDICE

	Página
<b>RESUMEN</b> .....	
<b>1. INTRODUCCIÓN</b> .....	1
<b>1.1. Antecedentes Generales</b> .....	1
<b>1.2. Objetivos</b> .....	2
<b>1.2.1. Descripción del Problema</b> .....	2
<b>1.2.2. Objetivo General</b> .....	3
<b>1.2.3. Objetivos Específicos</b> .....	3
<b>1.3. Ubicación y Accesos</b> .....	4
<b>1.4. Metodología de Trabajo</b> .....	5
<b>1.4.1. Etapa de recopilación de información bibliográfica</b> .....	5
<b>1.4.2. Etapa de levantamiento de estructuras e identificación de la sobre-excavación</b> .....	5
<b>1.4.3. Etapa de desarrollo de metodología para análisis probabilístico y aplicación</b> .....	5
<b>1.4.4. Confección de memoria</b> .....	6
<b>1.4.5. Glosario, terminología y Acrónimos</b> .....	6
<b>1.5. Trabajos Anteriores</b> .....	7
<b>1.6. Agradecimientos</b> .....	9
<b>2. MARCO GEOLÓGICO</b> .....	11
<b>2.1. Geología Regional</b> .....	11
<b>2.1.1. Rocas Estratificadas</b> .....	11
<b>2.1.1.1. Formación Nacientes del Teno</b> .....	11
<b>2.1.1.2. Formación Río Damas</b> .....	13
<b>2.1.1.3. Formación Leñas-Espinoza</b> .....	14
<b>2.1.1.4. Formación Baños del Flaco</b> .....	15
<b>2.1.1.5. Formación Colimapu</b> .....	15
<b>2.1.1.6. Formación Coya-Machalí</b> .....	15
<b>2.1.1.7. Formación Farellones</b> .....	16
<b>2.1.1.8. Formación Colón-Coya</b> .....	17
<b>2.1.1.9. Depósitos no consolidados</b> .....	18
<b>2.1.2. Rocas Intrusivas</b> .....	18

2.1.3. Estructuras .....	20
2.1.4. Marco Geotectónico .....	22
2.2. Geología del Yacimiento .....	26
2.2.1. Unidades Litológicas .....	29
2.2.1.1. Complejo Máfico El Teniente (CMET) .....	29
2.2.1.2. Complejo Félsico .....	31
2.2.1.2.1. Tonalita .....	31
2.2.1.2.2. Pórfido Dacítico .....	32
2.2.1.2.3. Pórfido Diorítico .....	34
2.2.1.2.3. Pórfido Microdiorítico .....	35
2.2.1.3. Complejo Brecha Braden .....	35
2.2.1.4. Cuerpos de Brechas .....	37
2.2.1.4.1. Brecha de Magnetita .....	38
2.2.1.4.2. Brecha de Biotita .....	38
2.2.1.4.3. Brechas Ígneas .....	39
2.2.1.4.4. Brecha de Anhidrita .....	39
2.2.1.4.5. Brecha de Turmalina .....	39
2.2.1.5. Intrusivos Menores .....	40
2.2.1.5.1. Pórfido Latítico .....	40
2.2.1.5.2. Diques de Cuarzo y Anhidrita .....	41
2.2.1.5.3. Diques de Andesita .....	41
2.2.1.5.4. Diques de Lamprófido .....	41
2.2.2. Geología Estructural del Yacimiento .....	42
2.2.3. Alteración y Mineralización .....	46
2.2.3.1. Etapa Tardimagmática (TM) .....	47
2.2.3.2. Etapa Hidrotermal Principal (HP) .....	50
2.2.3.3. Etapa Hidrotermal Tardía (HT) .....	51
2.2.3.4. Etapa Póstuma .....	51
2.2.3.5. Etapa Supérgena .....	52
3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MINA EL TENIENTE ...	54
3.1. Método de Hundimiento de Bloques .....	54
3.2. Método de Hundimiento de Paneles .....	57
3.2.1. <i>Panel Caving</i> Convencional .....	58
3.2.2. <i>Panel Caving</i> con Hundimiento Previo .....	60
3.2.3. <i>Panel Caving</i> con Hundimiento Avanzado .....	62

<b>4. PROYECTO NUEVO NIVEL MINA .....</b>	<b>63</b>
<b>4.1. Generalidades .....</b>	<b>63</b>
<b>4.2. Nivel de Hundimiento .....</b>	<b>66</b>
<b>5. LEVANTAMIENTO DE ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS MEDIANTE FOTOGRAMETRÍA DIGITAL 3D .....</b>	<b>68</b>
<b>5.1. Generalidades .....</b>	<b>68</b>
<b>5.2. Desarrollo de <i>DTM</i> (<i>Digital Terrain Model</i>) .....</b>	<b>70</b>
<b>5.2.1. Fotogrametría .....</b>	<b>70</b>
<b>5.2.2. Fotogrametría en la mina El Teniente .....</b>	<b>71</b>
<b>5.2.3. Toma de fotografías en excavación .....</b>	<b>71</b>
<b>5.2.4. Procesamiento de fotografías y generación de un <i>DTM</i>         (<i>ADAM Technology</i>) .....</b>	<b>72</b>
<b>5.3. Generación de Base de Datos: Análisis de <i>DTM</i> .....</b>	<b>74</b>
<b>5.3.1. Levantamiento de Estructuras .....</b>	<b>75</b>
<b>6. CARACTERIZACIÓN DE LA SOBRE-EXCAVACIÓN ...</b>	<b>80</b>
<b>6.1. Generación Sección Transversal .....</b>	<b>80</b>
<b>6.2. Sección Transversal v/s Sección de Diseño .....</b>	<b>81</b>
<b>6.3. Identificación de Estructuras que Controlan la Sobre-     excavación .....</b>	<b>83</b>
<b>6.4. Caracterización de las Estructuras que Controlan la     Sobre-excavación .....</b>	<b>85</b>
<b>6.4.1. Tipo de Estructura .....</b>	<b>86</b>
<b>6.4.2. Longitud de Traza Expuesta y Orientación de las         Estructuras .....</b>	<b>86</b>
<b>6.4.3. Ubicación espacial .....</b>	<b>87</b>
<b>6.4.4. Relleno mineral .....</b>	<b>88</b>
<b>6.4.5. Ficha de Sobre-excavación .....</b>	<b>88</b>
<b>7. EVALUACIÓN DEL POTENCIAL PREDICTIVO MEDIANTE LA CORRELACIÓN DE PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS .....</b>	<b>90</b>
<b>7.1. Filtración de Base de Datos .....</b>	<b>91</b>

7.2. Distribución Probabilística de Parámetros Geométricos ....	92
7.3. Generación de Malla de Correlación Probabilística .....	100
7.4. Correlación estadística entre proyecciones estereográficas	109
<b>8. ANÁLISIS DE RESULTADOS .....</b>	<b>115</b>
8.1. Base de Datos .....	115
8.1.1. Número de <i>DTM</i> y Distancia de Túneles .....	115
8.1.2. Número de Estructuras vs Longitud de Traza Expuesta .....	116
8.2. Orientación de Estructuras .....	118
8.3. Caracterización de la Sobre-excavación .....	121
8.3.1. Sección de Máxima Sobre-excavación .....	121
8.3.2. Distribución de la magnitud de la sobre-excavación .....	125
8.3.3. Ubicación espacial de sobre-excavación .....	126
8.3.4. Estructuras que controlan la sobre-excavación .....	129
8.3.4.1. Largo de Traza Expuesta .....	130
8.3.4.2. Orientación de estructuras que controlan la sobre- excavación .....	131
8.3.4.3. Largo de Traza Expuesta vs Orientación de estructuras que controlan la sobre-excavación .....	132
8.3.4.4. Relleno Mineral .....	135
8.3.4.5. Estructuras Primarias y Secundarias .....	136
8.4. Evaluación del Potencial Predictivo .....	137
8.4.1. Base de Datos .....	138
8.4.2. Correlación Probabilística entre secciones .....	138
8.4.3. Correlación Probabilística sección XC-2AS .....	142
8.4.4. Correlación Probabilística sección XC-3AS .....	143
8.4.5. Correlación Probabilística sección CALLE-6 .....	145
8.4.6. Correlación mediante la Acumulación de <i>DTM</i> consecutivos .....	146
8.4.6.1. Sección XC-2AS .....	146
8.4.6.2. Sección XC-3AS .....	147
8.4.6.3. Sección CALLE-6 .....	147
8.4.7. Correlación de estructuras que controlan la sobre- excavación .....	149

8.4.8. Potencial Predictivo .....	151
<b>9. CONCLUSIONES .....</b>	<b>154</b>
<b>10. REFERENCIAS .....</b>	<b>158</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura</b>	<b>Página</b>
1. 1. Daño en macizo rocoso primario como estallido de roca .....	2
1. 2. Mapa de ubicación y vías de acceso al yacimiento El Teniente de Codelco .....	4
2. 1. Mapa Geológico Regional .....	12
2. 2. Esquema de discordancia entre Formación Farellones y Formación Coya-Machalí .....	16
2. 3. Modelo estructural tipo Riedel para una zona con transcurrencia sinistral de rumbo N50°W .....	21
2. 4. Evolución de la actividad volcánica durante el Mioceno-Plioceno en Chile Central .....	24
2. 5. Marco Geotectónico .....	26
2. 6. Mapa Geológico del nivel Teniente 6 (2.165 m.s.n.m), mina El Teniente .....	28
2. 7. Mapa Geológico de las principales unidades litológicas presentes en el Proyecto Nuevo Nivel Mina, cota 1.880 m .....	30
2. 8. Mapa Geológico del área de ubicación la mina El Teniente .....	42
2. 9. Zona de falla El Teniente (ZFT) .....	43
2. 10. Direcciones de los esfuerzos principales (flechas negras) a partir de los vectores de deslizamiento de las fallas dentro y fuera de la ZFT .....	44
2. 11. Perfil esquemático de enriquecimiento secundario en El Teniente .....	52
3. 1. Esquema simplificado del método Hundimiento de Bloques .....	56
3. 2. Cargadores LHD y martillos picadores en nivel de producción, mina El Teniente .....	57
3. 3. Esquemas de <i>Panel Caving</i> y sus variantes con la secuencia operacional de cada uno .....	58
3. 4. Esquema de la condición de esfuerzos en las variantes del método de <i>Panel Caving</i> .....	59
3. 5. Sección Transversal del Método de <i>Panel Caving</i> con Hundimiento Previo .....	60
3. 6. Comparación de esquemas de <i>Panel Caving</i> .....	61
4. 1. Niveles Productivos alrededor de la mega lito-estructura Pipa Braden .....	63
4. 2. Esquema de la estructura y funcionamiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina, mina El Teniente .....	64

4. 3.	Sección del mapa Geológico cota 1.880 m del Proyecto Nuevo Nivel Mina, Nivel Hundimiento (UCL) .....	66
4. 4.	Acercamiento al área de estudio en Nivel de Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina .....	67
5. 1.	Diagrama de flujo de la metodología utilizada en este estudio .....	69
5. 2.	Determinación de un punto único 3D mediante la intersección de rayos de luz de un mismo punto tomado de imágenes diferentes .....	68
5. 3.	Esquema simplificado de toma de fotografías .....	72
5. 4.	Esquema en planta de proceso de toma de fotografías de un frente minero .....	73
5. 5.	Etapas de generación de un <i>DTM</i> .....	73
5. 6.	Modelo Digital de Terreno de labor minera. ....	74
5. 7.	Enrejado de vetillas tipo <i>stockwork</i> en CMET con mineralización hipógena de cobre .....	76
5. 8.	Esquema de largo de traza expuesta y posición de los planos .....	77
5. 9.	Estructura orientada digitalizada representada por el disco verde en la excavación .....	77
5. 10.	Estructuras mapeadas en <i>DTM</i> .....	79
6. 1.	Diagrama de flujo de la metodología para caracterizar la sobre-excavación en un túnel .....	80
6. 2.	Trazado de secciones transversales a <i>DTM</i> .....	81
6. 3.	Vista frontal de contornos transversales .....	82
6. 4.	Caracterización de la sobre-excavación: Sección Transversal .....	82
6. 5.	Estructuras geológicas mayores a 1,5 m de longitud de traza expuesta mapeadas en un <i>DTM</i> .....	83
6. 6.	Todas las estructuras geológicas mayores a 1,5 m de longitud de traza expuesta que controlan la sobre excavación de una labor .....	84
6. 7.	Sobre-excavación en túneles .....	84
6. 8.	Clasificación de estructuras primarias y secundarias que controlan la sobre-excavación .....	85
6. 9.	Caracterización de estructuras según su tipo .....	86
6. 10.	Orientación y largo de traza expuesta de estructuras que controlan la sobre-excavación en la sección XC-2AS .....	87
6. 11.	Ubicación espacial de las estructuras que controlan la sobre excavación .....	87
6. 12.	Relleno mineral de estructuras que controlan la sobre excavación .....	88
7. 1.	Diagrama de flujo de la metodología para evaluar el potencial predictivo de las estructuras mapeadas .....	90
7. 2.	Proyecciones de polos de los planos y su mapa de contornos de igual densidad de las estructuras geológicas identificadas en las secciones A: XC-2AS, B: XC-3AS, C: CALLE-6 .....	93
7. 3.	Distribución de manto y dirección de manto de: A: set 1. B: set 2. C: set 3. D: set 4, identificados en la sección XC-2AS .....	94
7. 4.	Distribución de manto y dirección de manto de: A: set 1. B: set 2. C: set 3, identificados en la sección XC-3AS .....	95
7. 5.	Distribución de manto y dirección de manto de: A: set 1. B: set 2. C: set 3, identificados en la sección CALLE-6 .....	96
7. 6.	Ejemplo de histograma lineal (A) y angular (B) de un mismo set de datos de manto sub vertical .....	98



7. 7.	Histogramas de manto y dirección de manto del total de datos para cada una de las tres secciones analizadas en este estudio .....	99
7. 8.	Diagrama de ilustración de la orientación de un plano en el hemisferio N de la esfera estereográfica .....	101
7. 9.	Mallas de casillas de igual área .....	101
7. 10.	División de hemisferio S de esfera estereográfica en 100 casillas de igual tamaño .....	100
7. 11.	División de superficie hemisférica N en casillas de igual área .....	103
7. 12.	Diagrama de flujo mostrando pasos a seguir para la generación de mallas de casillas de igual área en el hemisferio Sur del estereograma de igual área de Schimdt .....	105
7. 13.	Concentraciones de estructuras de secciones .....	106
7. 14.	Principales set de estructuras para A: XC-2AS, B: XC-3AS, C: CALLE-6 .....	108
7. 15.	Malla de casillas de igual tamaño utilizada en este estudio .....	108
7. 16.	Frecuencia relativa de las estructuras por casilla de una malla de correlación de 43 casillas para los tres tramos estudiados .....	110
7. 17.	Rotación de la malla de correlación utilizada en este estudio .....	112
7. 18.	Correlación entre los <i>DTM</i> 10471 y 10680 para la iteración N° 16 (casillas parten de una dirección de manto de 150°) .....	113
8. 1.	Cantidad de <i>DTM</i> analizados en las tres secciones estudiadas del Nivel de Hundimiento, PNNM .....	115
8. 2.	Secciones analizadas con sus respectivas distancias totales.....	116
8. 3.	Distancia total vs Distancia Efectiva analizada para cada sección .....	117
8. 4.	Cantidad de estructuras mapeadas para cada sección estudiada .....	117
8. 5.	Distribución del número de estructuras según el largo de traza expuesta para los tres túneles estudiados .....	118
8. 6.	Orientación de las estructuras mapeadas con los sets detallados identificados ...	119
8. 7.	Diagramas de roseta de las estructuras mapeadas en cada túnel estudiado .....	121
8. 8.	Cálculo de la magnitud de sobre-excavación para el <i>DTM</i> 6026, sección XC-2AS .....	122
8. 9.	Magnitud de sobre excavación según el avance del túnel .....	123
8. 10.	Porcentaje de sobre-excavación alcanzada para las tres secciones estudiadas ....	124
8. 11.	Distribución de la magnitud de las secciones transversales de máxima sobre-excavación .....	125
8. 12.	Distribución de la magnitud de secciones de sobre-excavación para un total de 127 <i>DTM</i> analizados .....	126
8. 13.	Dirección de avance de túneles y perfil orientado de sección del túnel con los posibles focos de sobre-excavación .....	127
8. 14.	Distribución de los focos de la sobre-excavación para los cruzados XC-2AS y XC-3AS, N95°E .....	128
8. 15.	Distribución de los focos de sobre-excavación para la sección CALLE-6 .....	129
8. 16.	Fallas identificadas en cada sección estudiada .....	130
8. 17.	Largo de traza expuesta del total de estructuras que controlan la sobre-excavación .....	130
8. 18.	Largo de traza expuesta para las 14 fallas identificadas en este estudio .....	131
8. 19.	Proyecciones estereográficas de las estructuras que controlan la sobre-excavación .....	132

8. 20.	Proyecciones estereográficas de estructuras que controlan la sobre-excavación y del total de estructuras de cada túnel .....	132
8. 21.	Proyección estereográfica de las 14 fallas identificadas en este estudio .....	133
8. 22.	Total de estructuras mapeadas por sección vs Largo de traza expuesta .....	134
8. 23.	Estructuras que controlan la sobre-excavación vs Largo de Traza Expuesta .....	136
8. 24.	Estructuras primarias y secundarias que controlan la sobre-excavación .....	137
8. 25.	Tipo de estructuras según su largo de traza expuesta .....	137
8. 26.	Correlación entre las tres secciones analizadas .....	139
8. 27.	Coefficientes de correlación de Pearson para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo en la sección XC-2AS .....	140
8. 28.	Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo en sección XC-2AS .....	141
8. 29.	Relación entre Coeficiente de Correlación y Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo, Sección XC-2AS .	141
8. 30.	Coefficientes de correlación de Pearson para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo en la sección XC-3AS .....	142
8. 31.	Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo en sección XC-3AS .....	143
8. 32.	Relación entre Coeficiente de Correlación y Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo para la Sección XC-3AS .....	143
8. 33.	Coefficientes de correlación de Pearson para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo en la sección CALLE-6 .....	144
8. 34.	Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo en sección CALLE-6 .....	144
8. 35.	Relación entre Coeficiente de Correlación y Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada <i>DTM</i> consecutivo. Sección CALLE-6	145
8. 36.	Promedios del Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas para las correlaciones acumuladas, desde 1 hasta 4 <i>DTM</i> para la Sección XC-2AS .....	147
8. 37.	Promedios del Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas para las correlaciones acumuladas, desde 1 hasta 4 <i>DTM</i> para la sección XC-3AS .....	148
8. 38.	Promedios del Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas para las correlaciones acumuladas, desde 1 hasta 4 <i>DTM</i> para la sección CALLE-6 .....	148
8. 39.	Coeficiente de correlación de estructuras que controlan la sobre-excavación según el rango de largo de traza expuesta .....	150
8. 40.	Porcentaje de estructuras determinadas que controlan la sobre-excavación según el rango de largo de traza expuesta .....	150

# ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla</b>	<b>Página</b>
2. 1. Resumen de las formaciones de los Andes de Chile Central .....	19
2. 2. Clasificación de Estructuras según su continuidad, mina El Teniente .....	45
2. 3. Clasificación de Estructuras Maestras mina El Teniente .....	45
2. 4. Clasificación de vetillas según su espesor, mina El Teniente .....	46
2. 5. Principales minerales de etapas de Alteración-Mineralización Hipógenas, El Teniente .....	47
2. 6. Etapas de alteración y mineralización hipógenas principales en el yacimiento El Teniente .....	48
2. 7. Clasificación de vetillas mina El Teniente .....	49
4. 1. Clasificación Estructuras Mayores mina El Teniente .....	65
7. 1. Valores coeficiente de correlación de Pearson y su interpretación .....	111
8. 1. Sets principales identificados para las secciones XC-2AS, XC-3AS y CALLE-6	120
8. 2. Valor máximo, mínimo y promedio del coeficiente de correlación y porcentaje de estructuras determinadas para cada túnel estudiado .....	146

# ÍNDICE DE ANEXO

<b>Anexo</b>	<b>Página</b>
A. PROCEDIMIENTOS PARA EL MAPEO DE ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS ...	169
B. PROCEDIMIENTOS PARA EL LEVANTAMIENTO DE SECCIONES TRANSVERSALES .....	177
C. FICHA DE SOBRE-EXCAVACIÓN .....	183
D. CÁLCULO DEL VALOR DE LOS ÁNGULOS DE MANTEO QUE DEFINEN LAS BANDAS DE MANTEO EN MALLA DE CORRELACIÓN PROBABILÍSTICA DE CASILLAS DE IGUAL ÁREA .....	184
E. RESULTADOS DE CORRELACIÓN PROBABILÍSTICA ENTRE LAS TRES SECCIONES .....	187
F. RESULTADOS DE CORRELACIÓN PROBABILÍSTICA DE LA ACUMULACIÓN DE <i>DTM</i> PARA CADA TÚNEL .....	188
G. ESTRUCTURAS LEVANTADAS EN CADA <i>DTM</i> .....	197

# RESUMEN

Se ha registrado sismicidad durante el desarrollo de los túneles en distintos niveles y accesos del Proyecto Nuevo Nivel Mina en la mina El Teniente. Relacionado a estas señales sísmicas en los túneles sobrecargados, se ha identificado daño en el macizo rocoso en la forma de sobre-excavación de los túneles, la cual tiene un claro control estructural. Para poder caracterizar las propiedades geométricas y geológicas de estas estructuras, se realizó un levantamiento estructural intensivo y detallado. Usando fotogrametría digital 3D (*Adam Technology*) en los *DTM* (*Digital Terrain Model*) generados por personal de la mina en muchos frentes de avance del Nivel de Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina, todas las estructuras geológicas mayores a 1,5 metros de largo de traza expuesta fueron registradas. Un especial énfasis se puso en aquellas que intervienen en la sobre-excavación de los túneles, independiente de su largo de traza expuesta. Se analizaron más de 120 fotografías de dos orientaciones de túneles; dos cruzados de orientación N95°E (XC-2AS y XC-3AS) y un *drift* de orientación N155°E (CALLE-6). Cada fotogrametría digital mide aproximadamente 4 m de largo, y el levantamiento estructural del total de *DTM* estudiados cubre más de 660 m de túneles. Durante el proceso de este mapeo, más de 8.000 estructuras geológicas fueron levantadas de las cuales 308 toman parte directamente de la sobre-excavación de los túneles.

Dentro de las propiedades geométricas y geológicas caracterizadas se encuentran el largo de traza expuesta, relleno mineral y orientación (manteo, dirección de manteo) para las estructuras que controlan la sobre-excavación. El análisis de los datos indica que cerca del 50% de éstas tienen una traza de longitud entre 1,5 y 2 metros, siendo el porcentaje más grande en comparación a longitudes mayores. Las vetillas del *stockwork* son las estructuras más abundantes y muy pocas fallas fueron reconocidas. Esta característica tiene consistencia con la naturaleza del macizo rocoso primario descrito en literatura. Las vetillas se distribuyen en sets de orientaciones sub-horizontales y sub-verticales, mientras que las fallas poseen en su mayoría sólo orientaciones sub-verticales. Ambas se distribuyen paralelamente a la orientación del desarrollo de los túneles donde fueron mapeadas. Para el caso de los cruzados, estos tienen una concentración de la sobre-excavación en la corona N de los túneles.

Se realizó una correlación probabilística entre las proyecciones estereográficas de las estructuras identificadas en el macizo rocoso primario para evaluar el potencial predictivo, tanto del total de vetillas del *stockwork* como de las estructuras que controlan la sobre-excavación, para así analizar y evaluar la dinámica y comportamiento de los sets de estructuras identificados, a medida que avanza el desarrollo de los túneles. Los resultados de coeficiente de correlación obtenidos reflejan las características naturales del macizo rocoso primario, donde los valores elevados indican un alto grado de homogeneidad entre los *DTM*, mientras que los valores bajos una heterogeneidad de las orientaciones de las estructuras. Esta variación entre valores altos y bajos de los coeficientes de correlación evidencia la naturaleza multidireccional del *stockwork*, donde si bien existen sets principales definidos, se observa alta dispersión respecto a estos, producto de la variación de orientaciones de las estructuras geológicas. El potencial predictivo es contundente al correlacionar los estereogramas del total de estructuras de los cruzados y el *drift* y se ve potenciado para algunos tramos de los túneles al acumular los *DTM* a correlacionar, sin embargo, a una escala más pequeña, al nivel de *DTM*, existe alta variabilidad de los resultados, producto de esta naturaleza multidireccional.

# 1. INTRODUCCIÓN

## 1.1. Antecedentes generales

La mina El Teniente, propiedad de la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO-Chile), corresponde a un extenso depósito de cobre y molibdeno. Es considerada la mina subterránea más grande a nivel mundial, con un área aproximada de 6 km<sup>2</sup> y una extensión vertical actual superior a 1 km.

Se ha calculado que sus reservas alcanzan los 93 millones de toneladas métricas (Mtm), mientras que sus recursos superan los 75 Mtm con leyes superiores al 0,65% Cu y 0,019% Mo (Skewes *et al.*, 2002). La producción diaria alcanza los 137 kton y el recurso mineral calculado es de 12 billones de toneladas métricas, donde también se obtiene 6.817 toneladas métricas de molibdeno como sub-producto.

El Teniente, junto al yacimiento Río Blanco-Los Bronces, forman parte del arco magmático del Mioceno-Plioceno temprano que se sitúa en el extremo N de la Zona Volcánica Sur Andina (ZVS), emplazado a 260 km al este de la fosa oceánica actual y a 90 km sobre la zona sísmica, donde la placa de Nazca subducta la placa Sudamericana en un ángulo de 30°.

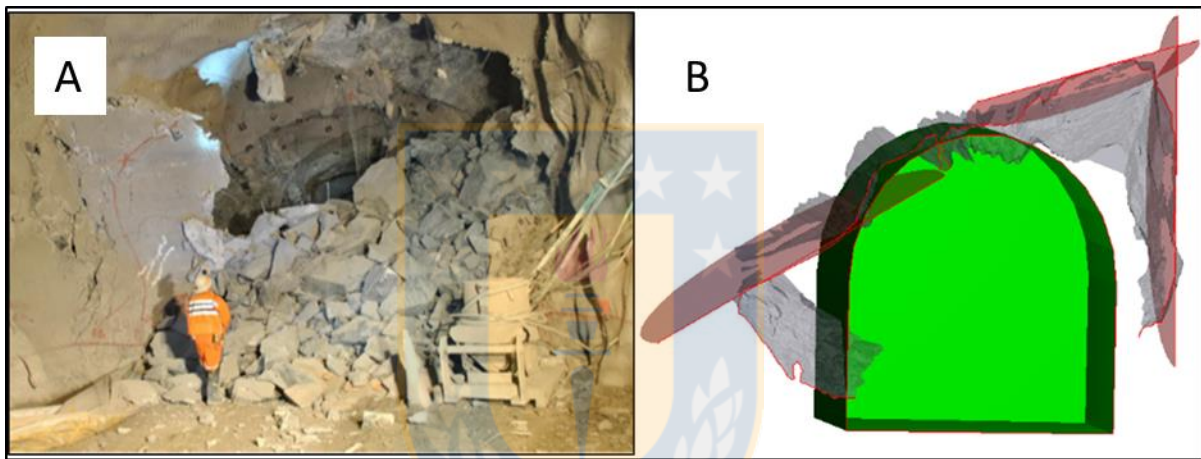
El distrito geológico es dominado por rocas volcánicas del Mioceno correspondientes a la Formación Farellones, localmente intruída por rocas de composición intermedia, además de brechas hidrotermales (Kay *et al.*, 1991). Las rocas presentan distintos grados de alteración y mineralización (calcopirita, bornita y molibdenita principalmente).

La explotación del yacimiento comenzó en el año 1905 y se ha desarrollado en forma subterránea mediante la aplicación de dos métodos. El primero, utilizado para la extracción de mineral principalmente secundario, corresponde al Hundimiento Gravitacional de Bloques (*Block Caving*) empleado hasta el año 2000. La metodología de explotación usada a partir de ese año es el Hundimiento y Derrumbe de Paneles (*Panel Caving*).

## 1.2. Objetivos

### 1.2.1. Descripción del Problema

En excavaciones subterráneas de la mina El Teniente, la mayoría de los problemas de estabilidad se deben a la presencia de estructuras geológicas, a veces orientadas desfavorablemente alrededor de las excavaciones. Evidencias de este fenómeno puede observarse claramente en secciones donde han ocurrido estallidos de roca (Figura 1.1).



**Figura 1.1:** Daño en macizo rocoso primario como estallido de roca. A: fotografía de un estallido de roca ocurrido en la mina El Teniente. B: sección de diseño de túnel 7m x 7m (color verde) situado dentro de la sección real del túnel luego del estallido de roca anteriormente mencionado. Planos de color rojo corresponden a las estructuras geológicas mapeadas identificadas como aquellas que controlaron el daño en el macizo rocoso durante el estallido de roca.

En la actualidad en la mina El Teniente se utiliza un sistema de captura de la información geológica de los avances de los túneles a través del método de fotogrametría digital en 3D (*Adam Technology*, [www.adamtech.com.au](http://www.adamtech.com.au)), la cual provee un levantamiento de las estructuras más detallado y preciso del *stockwork* que forma el macizo rocoso primario y de las fallas reconocidas en ésta. Esta técnica, al ser comparada con el mapeo *in-situ* en terreno, esta última presenta un componente de riesgo en términos de seguridad y salud de los trabajadores que realizan el levantamiento de las estructuras en los túneles. El levantamiento de estructuras, mediante el uso de fotogrametría digital en 3D, destaca en cuanto a la calidad del resultado final, especialmente en términos de generar un respaldo de información luego de que la excavación es cubierta por *shotcrete*, comparada con el

levantamiento de estructuras *in-situ* donde la información puede ser obtenido sólo y únicamente mientras el *shotcrete* no haya sido utilizado. Es más, este respaldo de información puede ser utilizado posteriormente en varios estudios y análisis relacionado con geotecnia. Es de importancia esencial identificar y caracterizar las estructuras que controlan la sobre-excavación para poder reconocer y comprender su comportamiento y propiedades a lo largo del desarrollo de los túneles, el cual es el objetivo principal de este estudio, para que así puedan reforzarse las áreas más débiles identificadas, y por lo tanto perfeccionar el fortalecimiento en términos de optimización, seguridad, economía y el tiempo utilizado en realizar este trabajo. Los datos recolectados posibilitan el uso de esta información en metodologías que permitan analizar el comportamiento de las vetillas que conforman el *stockwork* a lo largo del desarrollo de los túneles, como también poder evaluar el potencial predictivo de las estructuras levantadas mediante el análisis de la distribución real del *stockwork* que rodean las excavaciones. Además, puede usarse en *softwares* capaces configurar este arreglo estructural para que así las estructuras que controlan ésta sobre-excavación puedan ser modeladas, y por lo tanto alcanzar un grado de conocimiento previo acerca de las discontinuidades existentes en excavaciones futuras.

### **1.2.2. Objetivo General**

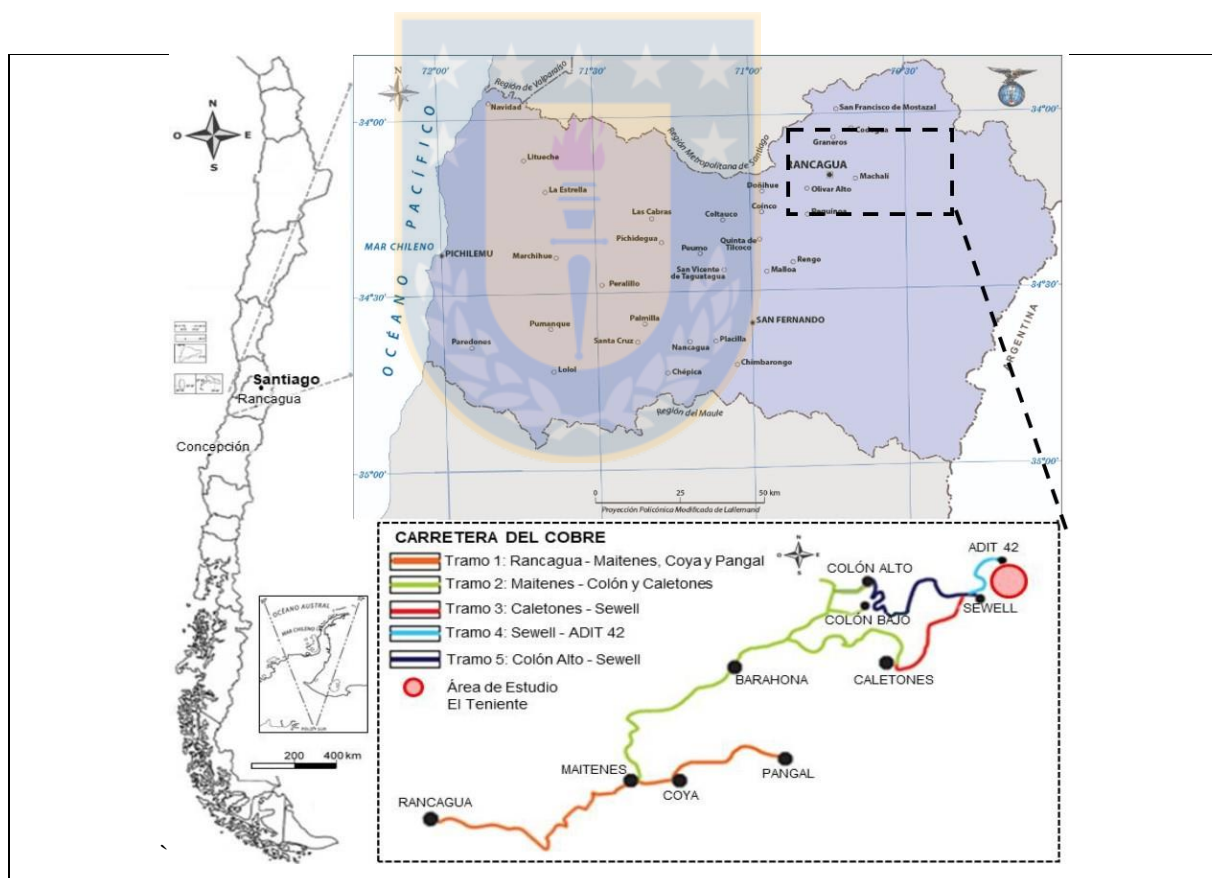
Analizar las características que producen inestabilidad de las excavaciones en base a las propiedades del arreglo estructural en 3D en torno a las excavaciones.

### **1.2.3. Objetivos Específicos**

1. Caracterizar las estructuras que controlan la sobre-excavación en los túneles.
2. Caracterizar las secciones transversales donde se identifica el área de máxima inestabilidad de las labores.
3. Evaluar el potencial predictivo de las orientaciones del arreglo estructural, sobre la base del estudio y análisis de la información estructural de excavaciones.

### 1.3. Ubicación y accesos

El yacimiento El Teniente, se localiza en la Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, provincia del Cachapoal, aproximadamente a 45 km al noreste de la capital regional, Rancagua. Sus coordenadas geográficas son  $70^{\circ} 21'$  de longitud W y  $34^{\circ} 14'$  de latitud S, con una altura promedio de 2.400 m s.n.m. (Figura 1.2). El acceso a la mina desde la ciudad de Rancagua, se hace a través de la carretera de alta montaña "Carretera del Cobre Presidente Eduardo Frei Montalva". Ésta corresponde a una vía de doble sentido, asfaltada, con un largo de 60 km, dividida en cinco tramos. El tramo 1 es de uso público y une a la ciudad de Rancagua con el control de acceso al yacimiento (barrera Maitenes). Los tramos siguientes son caminos privados y está restringida su circulación.



**Figura 1.2:** Mapa de ubicación y vías de acceso al yacimiento El Teniente de CODELCO. Región del Libertador Bernardo O'Higgins. Detalle de las vías de acceso de la "Carretera del Cobre Eduardo Frei Montalva" y de las distintas localidades (Modificado de Sepúlveda, 2017).



## **1.4. Metodología de Trabajo**

El presente estudio se realizó en su mayoría en trabajo de gabinete, basado en el mapeo de estructuras mayores a 1,5 m de larga de traza expuesta, mediante el *software 3DM Analyst*, seguido de análisis e interpretación de la base de datos adquirida. Las etapas principales del trabajo son:

### **1.4.1. Etapa de recopilación de información bibliográfica**

Se recopila información bibliográfica geológica y estructural, a nivel regional y del yacimiento, estudios realizados por Codelco, Superintendencia de Geología de la División el Teniente Codelco, publicaciones externas con marco teórico relacionado a este trabajo y los manuales de uso de los *software* a utilizar.

### **1.4.2. Etapa de levantamiento de estructuras e identificación de sobre-excavación**

Selección del sector específico del nivel de la mina que se estudiará (Nivel de Hundimiento, Proyecto Nuevo Nivel Mina) y levantamiento de las estructuras mediante el uso del *software 3DM Analyst*. Los datos obtenidos son analizados para determinar parámetros de longitud y orientación. De forma paralela se analizan las secciones transversales de cada excavación para determinar las estructuras que controlan la sobre-excavación, caracterizarlas y calcular la magnitud de ésta. Ésta información es recopilada en el *software Excel*.

### **1.4.3. Etapa de desarrollo de metodología para análisis probabilístico y aplicación**

Recopilación bibliográfica de teoría y metodologías para analizar estadísticamente la distribución de estructuras. Se crean y ejecutan códigos de programación en *Visual Basics* de *Excel* para poder correlacionar la base de datos. Finalmente se analizan los resultados y se interpretan.

#### 1.4.4. Confección de Memoria

La metodología utilizada, resultados obtenidos, sus análisis e interpretaciones, entre otros, son redactados en los capítulos de esta memoria.

#### 1.4.5. Glosario, terminología y acrónimos

*DTM: Digital Terrain Model.* Modelo fotográfico 3D de un terreno. Construido en base a los principios de la fotogrametría digital.

Fotogrametría: Técnica para obtener las características geométricas de un objeto a partir de fotografías.

Largo de traza expuesta: Es la expresión 2D del tamaño de una estructura observada en la superficie rocosa de un afloramiento, pared de galería subterránea, etc. Se genera al intersectar la superficie de un afloramiento con planos de discontinuidades. Es la fuente de información principal para la caracterización de la sobre-excavación y la evaluación del potencial predictivo.

Sección de máxima sobre-excavación: Sección transversal al túnel que presenta el área de máxima sobre-excavación dentro de todas las secciones trazadas para una misma excavación.

Relación lineal: Relación entre dos variables, donde ambas varían en la misma dirección a un ritmo constante.

Relación monótona: Relación entre dos variables, donde ambas tienden a variar en la misma dirección relativa, pero no necesariamente a un ritmo constante.

Prueba paramétrica: Prueba estadística donde se conoce el modelo de distribución de la población objeto de estudio y se desconoce un número finito de parámetros de dicha distribución que hay que estimar con los datos de la muestra.

Coeficiente de Correlación de Pearson: Medida de relación lineal entre dos variables cuantitativas y continuas.

Dispersión estadística: Parámetros estadísticos que indican el alejamiento de los datos respecto a la media aritmética. Muestran la variabilidad de una distribución.

*Drift*: Galería horizontal, de sentido aproximado N-S, destinada principalmente a la producción.

Cruzado: Galería horizontal y perpendicular a los *drifts* de la mina. Empleada para dar acceso al personal, materiales, equipos, y atender las necesidades de producción, mantención, etc.

## 1.5. Trabajos Anteriores

Existe gran cantidad de bibliografía acerca de la mina El Teniente en diversos ámbitos. No obstante, existen limitados estudios, tanto en El Teniente como publicaciones externas, sobre la teoría en que se basa esta memoria. A continuación son mencionados los estudios más relevantes en esta investigación:

1. Miller (1983) desarrolló un método estadístico para evaluar la homogeneidad de poblaciones estructurales cuando son mayores a 150, a través de la prueba de chi cuadrado. El método usa una table de contingencia basada en la frecuencia de los polos de las estructuras, las que se sitúan dentro de Casillas en una malla previamente generada sobre la red de Schmidt.
2. Mahtab y Yegulalp (1984) desarrollaron una prueba de similitud para agrupar objetivamente sets de estructuras de orientaciones semejantes. El estudio es realizado en una sitio geológicamente compleja con potencial de convertirse en una mina a rajo abierto.
3. Martin y Tannant (2004) estudian más de 10.000 estructuras de diversas zonas de una mina de diamante en Canadá para desarrollar una nueva técnica donde los dominios estructurales son determinados mediante la comparación cuantitativa de estereogramas collected and amalgamated into a common database. Se determinó la frecuencia de polos y comparada mediante el coeficiente de correlación para medir el grado de similitude entre diferentes

estereogramas. Establecieron límites estructurales donde los estereogramas entregaban bajos coeficientes de correlación.

4. Celhay et al. (2006) recopila información geológica, principalmente estructural, del Proyecto Nuevo Nivel Mina. Describe las características de las principales fallas que cortan este nivel; nombre, extensión, rumbo y manteo.
5. Benado (2010) realiza una evaluación técnica del sistema *3DM Analyst* en la mina El Teniente para el levantamiento de información geológica básica, dentro de la cual se encuentra la metodología para tomar fotografías en las excavaciones, su procesamiento digital y el mapeo de estructuras.
6. Díaz (2013) desarrolla una metodología para determinar el coeficiente de rugosidad (JRC) para perfiles a través de la medición de la amplitud máxima que definen las asperezas para el largo de perfil observado, a escala de excavación en la mina El Teniente. Los planos a estudiar son extraídos a través del software *3DM Analyst* y posteriormente analizados a nivel milimétrico en el software *Rhinoceros*.
7. Phi et al. (2015) calculan el coeficiente de correlación de las estructuras entre segmentos sucesivos de perforaciones. Los valores permiten delimitar dominios estructurales, los que posteriormente son comparados con perforaciones cercanas para determinar la distribución espacial de los patrones de estructuras dentro del macizo rocoso.
8. León (2016) utiliza la fotogrametría digital 3D y análisis estocásticos para desarrollar una metodología de determinación del tamaño de vetillas del tipo *stockwork*. El levantamiento de estructuras se realiza en aquellas mayores a 1 m de longitud de traza expuesta mediante el software *3DM Analyst*, mientras que el análisis estocástico con *FracMan*. A partir de información real de las estructuras, simula las características típicas del *stockwork* a través de la generación de un *DFN (Discrete Fracture Network)* muy semejante a la distribución original de las estructuras. La metodología propuesta entrega un criterio para definir las características del arreglo estructural (*DFN*) entorno a las excavaciones.

9. Zhan et al. (2017) realizan un estudio sobre la distribución de las orientaciones de las estructuras mediante la aplicación de geometría fractal, para poder describir la orientación. Utilizan el hemisferio N del gráfico de proyección de igual área para caracterizar esta metodología, permitiendo identificar los sets de estructuras similares.

## 1.6. Agradecimientos

Agradezco a Codelco, División El Teniente por darme la oportunidad de desarrollar la memoria para optar al título de Geólogo. A mi tutor, Andrés Brzovic, por querer resolver esta problemática y confiar en mí, y entregarme las herramientas y ayuda necesaria para poder realizar este estudio. A todos los que pertenecen a la Superintendencia de Geología en El Teniente, especialmente a Ítalo León, Andrés Maureira, Diego Díaz, Jack Cubillos, Carlos de los Santos, Ignacio Fredes, María Paz Sepúlveda, Violeta Ríos, Sebastián González, Iván Rojas, Roberto González, Boris Leiva, Marcelo Ramírez, Oscar Herrera, David Benado, José Seguel, Carolina Becerra, Paulina Schachter, Cristian Barrera, Roxana, Romina y Marcela, por ofrecer su ayuda sin que nadie se los pidiese, por hacer mi estadía en Rancagua muy amena y entretenida, las conversaciones, las tallas y las risas (y también por permitirme comer aunque les diera hambre).

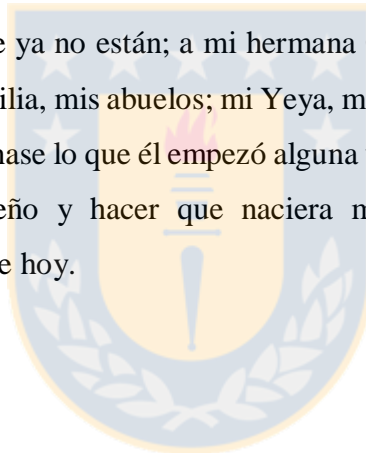
A mi profesor patrocinante, Abraham González, a los profesores de la comisión, Jorge Quezada y Luis Quinzio, por aceptar ser parte de la comisión aun cuando estuviesen muy ocupados con todas las revisiones, por sus opiniones, críticas y consejos de cómo mejorar este trabajo. A todos los docentes del Departamento de Geología; gracias por el conocimiento entregado a lo largo de estos años. A Luis Vásquez, Carlos Silva, Carolina Rojas, Iván Orellana, María Esperanza Aravena, Gerardo Flores, Pedro Bravo, Mauricio Espinoza, Lucy Hneriquez y Raúl Nuñez, parte esencial del Departamento de Geología y fundamentales en mi formación profesional; gracias por la ayuda y su apoyo, las conversaciones al llegar y al irse, geotertulias, consejos, desayunos, almuerzos y cenas en terreno.

A mis compañeros de curso, especialmente a “Los Hummocky”; Benjamín, Víctor, Nelson, Danny, Anibal, Marc, Robin, Fabián, Felipe, Matías, Sebastián, Luciano, Paulo, Juan Pablo. Gracias por todos los momentos de risa, agradezco haberlos conocido y que sean parte de mi vida. Mis amigos

del colegio y de la vida, Maximiliano, Diego, Sebastián, David, que me acompañaron desde pequeño y siempre han estado presente de alguna u otra forma. A Alejandro; por su apoyo y ayuda, especialmente con *Excel*, sin el cual no hubiese podido realizar los análisis de este trabajo.

A mi familia; mis tías, tíos, primas y primos, penquistas y porteños, a mi Nonna, la matriarca de la familia, ídola y primera mujer empoderada que conocí, a mi hermana Francisca y mi hermano Ambrosio que siguió mis pasos, gracias por apoyarme en todo mi proceso de formación y aguantar las juntas de estudio y de no-estudio en la casa. A mis padres, Marta y Jorge, por haber estado conmigo en todas las etapas de mi vida, por su apoyo incondicional, por cuidarme, guiarme y por ayudarme a ser quién soy. A Francisca, mi compañera, que junto a mi familia es uno de mis pilares fundamentales, gracias por tu apoyo, consejos y por ser incondicional.

A todos mis seres queridos que ya no están; a mi hermana Constanza, estoy seguro que hubieses disfrutado con toda nuestra familia, mis abuelos; mi Yeya, mi Nonno, que siempre estuvo orgulloso de mí y de que siguiese y terminase lo que él empezó alguna vez, y a mi Tata, gracias por regalarme rocas y fósiles cuando pequeño y hacer que naciera mi interés por la geología, y seguir sorprendiéndome hasta el día de hoy.



## 2. MARCO GEOLÓGICO

### 2.1. Geología Regional

El yacimiento de cobre-molibdeno “El Teniente” se ubica en los Andes Centrales, el cual forma parte de la Franja Cuprífera del Mioceno Superior-Plioceno (Skewes *et al.*, 2002).

A nivel regional, las rocas que afloran en el distrito del yacimiento están representadas por potentes secuencias volcánicas estratificadas, intercaladas con secuencias sedimentarias (marinas y continentales), correspondientes a unidades meso-cenozoicas (con edades que abarcan desde el Triásico al Cuaternario) del Ciclo Orogénico Andino (Klöhn, 1960). Éstas se encuentran intruidas por cuerpos plutónicos e hipabisales de edad cenozoica, como batolitos, *stocks* y en menor medida por diques y apófisis. En la Figura 2.1 se presenta el mapa geológico regional extraído de Charrier *et al.* (1996).

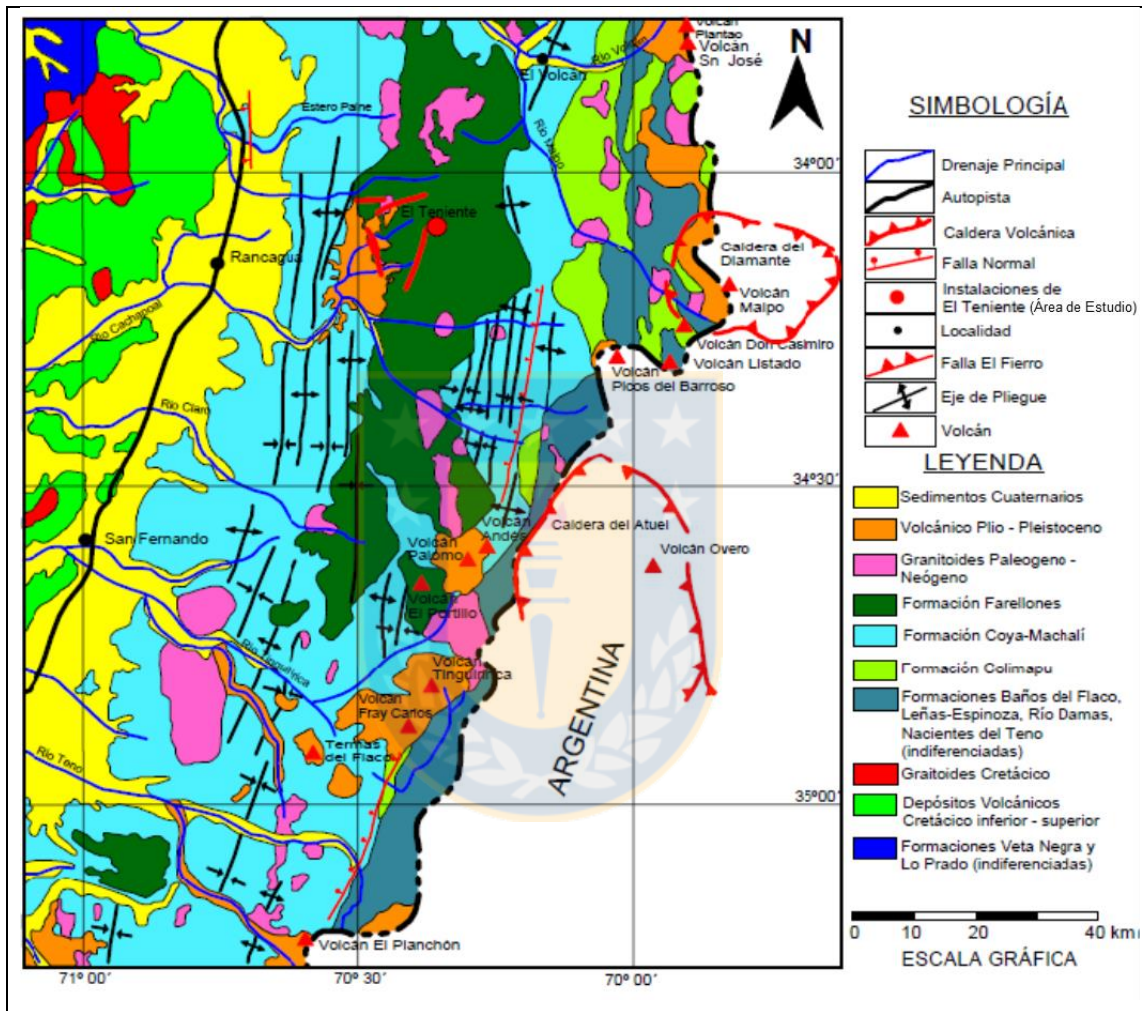
#### 2.1.1. Rocas Estratificadas

Las unidades estratificadas (volcánicas y sedimentarias) que afloran en el área del yacimiento El Teniente corresponden, de más antigua a más reciente, a:

##### 2.1.1.1. Formación Nacientes del Teno (Bajociano inferior-Kimmeridgiano inferior)

Definida por Klöhn (1960), corresponde a la unidad estratigráfica más antigua en la región estudiada. La localidad tipo se encuentra en la hoya del río Teno superior y está constituida por sedimentos marinos clásticos, organogénicos y químicos, con algunas intercalaciones de material piroclástico. Aflora de manera discontinua en el área de estudio (Charrier, 1973), y Klöhn (1960) definió en un principio que esta formación está constituida por tres miembros: Estratos Inferiores (Estrato de Villagra, Estratos de la Quebrada de la Zorra), Miembro Rinconada y Miembro Santa Elena (Yeso Principal). Posteriormente Davidson y Vicente (1973) agrupan los miembros definidos por Klöhn (1960) en dos miembros mayores: el Miembro Inferior Detrítico y Calcáreo,

que corresponde a los miembros Estratos Inferiores del valle Villagra y quebrada de la Zorra, y al Miembro Rinconada, con una potencia de 100 a 200 m, y el Miembro Santa Elena, originalmente nombrada por Klöhn (1960) como Miembro Superior Evaporítico (compuesta de yeso y anhidrita), con una potencia de 500 a 600 m que disminuye paulatinamente hacia el E.



**Figura 2.1:** Mapa Geológico Regional (Modificado de Charrier *et al.*, 1996; tomado de Harry, 2008).

La sucesión de facies identificadas en el Miembro Inferior Detrítico y Calcáreo permite reconocer un ambiente de depositación correspondiente a un ciclo transgresivo con profundización de la cuenca y aportes detríticos desde el W, donde las calizas depositadas delimitan el fin de este evento en el Oxfordiano, mientras que los depósitos calcáreos amarillentos con finas intercalaciones de yeso del Miembro Santa Elena señalan el comienzo de un ciclo regresivo con un aislamiento de la



cuenca casi total, traducido en una potente acumulación de evaporitas (Yeso Principal). La edad de esta formación es asignada según el contenido fosilífero de ésta (Charrier, 1973).

Esta formación subyace en forma concordante a la Formación Río Damas, de ambiente continental. Se ubica al este del área de estudio y poco desarrollada en el lado chileno, además de disturbada por tectónica. Se correlaciona con los miembros inferiores y medio de la Formación Lagunilla de Aguirre (1960), con la Formación Río Colina de González (1963) y la Formación Valle Grande de González y Vergara (1962).

### **2.1.1.2. Formación Río Damas (Kimmeridgiano superior-Titoniano inferior)**

Definida por Klöhn (1960), corresponde a una potente serie continental, constituida por sedimentos clásticos finos y gruesos y depósitos rojizos de origen volcánico, que afloran en el valle del río Damas, donde también se ubica la localidad tipo, en la Cordillera Principal de la Provincia de Colchagua. Está compuesta por grandes espesores de conglomerados y brechas de diversa composición, areniscas y sedimentos finos, a menudo con grietas de barro, *ripple-marks* e impresiones de gotas de lluvias y abundantes intercalaciones de origen volcánico: lavas y depósitos piroclásticos. El espesor medio indicado por Klöhn (1960) es de 3.000 m para la localidad tipo de nombre homónimo; González y Vergara (1962) estimaron un valor de 2.000 m y Davidson (1971) calculó 3.600 m para la parte occidental de su región de estudio y 800-900 m para la parte oriental ubicada en Argentina. Esta formación no posee fósiles de valor cronológico, por lo que su edad puede asignarse solo en relación a las edades de las formaciones supra e infrayacentes. El Miembro Santa Elena de la Formación Nacientes del Teno tiene una edad Kimmeridgiano inferior y la serie marina suprayacente, que constituye las formaciones Leñas-Espinoza y Baños del Flaco, tiene una edad máxima confirmada por fósiles del Titoniano inferior. La edad de la Formación Río Damas es, en consecuencia, sólo Kimmeridgiano superior en las regiones donde se conoce el Titoniano inferior marino y alcanza hasta el Titoniano inferior en las localidades donde los perfiles marinos comienzan en el Titoniano medio o superior (Charrier, 1973).

La edad máxima de  $146,4 \pm 4,4$  Ma, obtenida mediante dataciones de U-Pb en zircones de una arenisca roja inmediatamente por debajo de las rocas volcánicas, confirma las edades máximas de

depósito titonianas, asignadas recientemente a la Formación Río Damas, y sugiere que las rocas volcánicas cubiertas por secuencias marinas fosilíferas del Titoniano-Hauteriviano fueron emplazadas en un período muy restringido hacia fines del Jurásico (Rossel *et al.*, 2014). El ambiente de depositación es continental, bajo condiciones semi-desérticas con violentos aluviones esporádicos, que representa la culminación del ciclo regresivo, iniciando con la depositación de las evaporitas del Miembro Santa Elena de la Formación Nacientes del Teno. Presenta un contacto del tipo concordante en la base con el nivel de yeso (Miembro Santa Elena o Yeso Principal) de la Formación Nacientes del Teno, y un contacto concordante y gradual desde brechas pardas a calcarenitas basales en el techo con las formaciones Leñas-Espinoza o Baños del Flaco. En la región de estudio el techo de esta formación se encuentra erosionado y cubierto en discordancia por capas más jóvenes: de la Formación Coya-Machalí, en el valle superior del río Cachapoal, y de las volcanitas pleistocénicas del volcán Tinguiririca, en la parte S (Charrier, 1973).

### **2.1.1.3. Formación Leñas-Espinoza (Kimmeridgiano superior-Titoniano inferior)**

Definida por Klöhn (1960), corresponde a estratos marinos y fosilíferos que afloran en la confluencia de los ríos Leñas y Espinoza. Klöhn determinó un espesor de 1.500 m para esta secuencia, la que dividió en 9 subniveles según sus características litológicas; los 3 primeros niveles (1.050 m) corresponden a la serie transgresiva y los restantes al paquete calcáreo. Se desconoce la base de esta formación, su techo se encuentra erosionado y lo sobreyace, en discordancia angular, la Formación Coya-Machalí, y la Formación Baños del Flaco en un contacto gradual. Además, se encuentra delimitada al este por una falla normal que pone estos estratos en contacto con la Formación Río Damas. Según Corvalán (1959), la fauna fósil encontrada por él asigna el miembro superior calcáreo de la formación al Titoniano. La base de este miembro tendría una edad Titoniano inferior y la parte superior visible una edad Titoniano superior. Las especies determinadas por Tavera (1972), como el *Micracanthoceras vetustum* (Steuer) entre otros, permiten confirmar la edad asignada por Corvalán (1959). Se deduce, en consecuencia, que el miembro inferior detrítico de la formación Unidad de Transición tiene una edad Kimmeridgiano superior por encontrarse sobre capas de la infrayacente Formación Río Damas y bajo el paquete superior calcáreo.

#### **2.1.1.4. Formación Baños del Flaco (Titoniano superior-Hauteriviano)**

Definida por Klöhn (1960), corresponde a una serie sedimentaria marina que aflora en la localidad de Baños del Flaco, en el valle del río Tingiririca, la cual está compuesta por calcarenitas de distinta granulometría y calcilutitas, con alto contenido a fósil, además con intercalaciones detríticas y volcánicas (conglomerados, brechas, areniscas, tobas y lavas). La potencia calculada varía entre 1.100 y 2.300 m, disminuyendo hacia el E del área de estudio. La base se encuentra en contacto concordante y gradual con las formaciones Río Damas y Leñas-Espinoza, y su techo subyace, también de forma concordante, a las areniscas continentales rojas de la Formación Colimapu. Posteriormente Charrier (1981) asigna la Formación Baños del Flaco a los estratos superiores de la Formación Leñas-Espinoza definida por Klöhn (1960). Se correlaciona con la Formación Lo Valdés de González (1963).

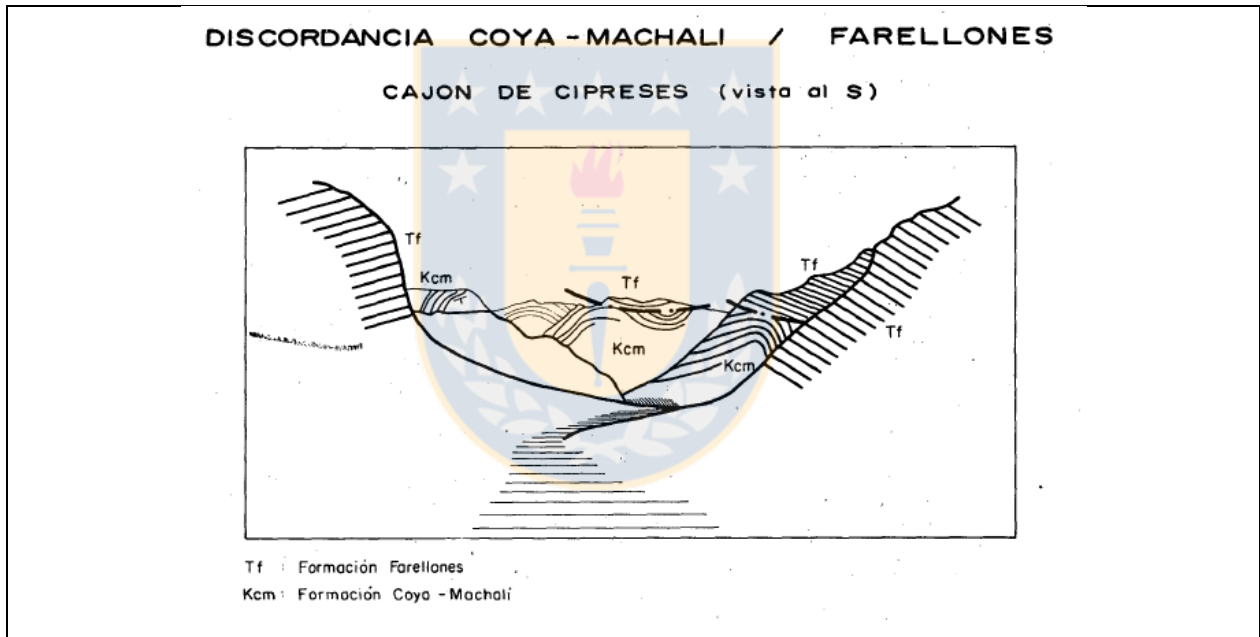
#### **2.1.1.5. Formación Colimapu (Barremiano-Albiano)**

Definida por Klöhn (1960), corresponde a rocas volcano-sedimentarias, que agrupa a areniscas tobíferas rojizas, lutitas tobíferas y tufitas rojas, intercaladas con conglomerados, brechas, lavas andesíticas, calizas y capas de yeso discontinuas con intercalaciones de materiales piroclásticos y niveles de yeso, lo que indica un ambiente continental. La formación posee dos miembros, un miembro inferior del tipo sedimentario (arenisca finas y calizas) y un miembro superior volcánico (tobas, lapilli e ignimbritas) de 1.500 a 1.600 metros de potencia respectivamente (Charrier, 1981). Según Charrier (1973), el origen de esta formación está relacionado con el segundo ciclo continental asociado al alzamiento ocurrido durante el Barremiano-Albiano. Sobreyace de forma concordante a la Formación Baños del Flaco, mientras que su contacto superior es discordante con la Formación Coya-Machalí.

#### **2.1.1.6. Formación Coya-Machalí (Oligoceno superior-Mioceno inferior)**

Definida por Klöhn (1960), corresponde a secuencias de rocas volcánicas de carácter andesítico (coladas, brechas y tobas) y algunos niveles más ácidos (traquitas y riolitas), intercaladas con sedimentarias (brechas, conglomerados, areniscas y limonitas), ambas de tipo continental. Tiene

una distribución en franjas (Figura 2.2), con una franja central perteneciente a la Formación Farellones (Charrier *et al.*, 1994), la franja occidental está compuesta principalmente por rocas volcánicas con texturas afaníticas, microfaneríticas y porfídicas, mientras que la franja oriental presenta rocas piroclásticas con intercalaciones de sedimentitas. La franja occidental tiene una potencia de 1.900 m, mientras que la franja oriental posee una potencia de 1.300 m. Las dataciones de K-Ar realizadas indican una edad entre 20,5-23,1 Ma para esta formación (Charrier y Munizaga 1979). Levi *et al.* (1989) plantea la existencia de metamorfismo de bajo grado en esta formación. Posee un contacto inferior discordante con la Formación Baños del Flaco, Leñas-Espinoza, Río Damas y Nacientes del Teno debido a la orogénesis a la que estuvo expuesta, mientras que su contacto superior con la Formación Farellones es una discordancia angular.



**Figura 2.2:** Esquema de discordancia entre Formación Farellones y Formación Coya-Machali.  
Tf: Formación Farellones. Kcm: Formación Coya- Machali.

### 2.1.1.7. Formación Farellones (Mioceno medio-superior)

Definida por Klöhn (1960) en base al nombre dado anteriormente por Muñoz Cristi en informes anteriores; consiste en una potente secuencia volcánica estratificada que aflora en una franja casi continua de orientación N-S. Contiene grandes depósitos de flujos piroclásticos con intercalaciones de sedimentos lacustres en su parte inferior, mientras que en la parte superior presenta coladas de

lava intermedias a básicas, además de domos riolíticos (Thiele *et al.*, 1990). Respecto al grupo de rocas volcánicas, está conformado por lavas andesíticas-riolíticas, tobas e ignimbritas con intercalaciones de brechas (Charrier y Munizaga, 1979), las cuales fueron depositadas en un ambiente continental con actividad volcánica principalmente andesítica, con un centro eruptivo que habría estado ubicado a lo largo de la zona actual de los afloramientos de esta formación. Basándose en las fallas normales que delimitan a la Formación Farellones, el gran volumen de magma ácido extruido y al gradiente paleotermal alto (de tipo campo geotérmico), Thiele *et al.* (1990) postulan que estas secuencias volcánicas se habrían acumulado en un régimen estructural del tipo graben volcánico-tectónico. Presenta un espesor de aproximadamente 2.400 m y se dispone con pliegues suaves, con inclinaciones de no más de 25° a sub-horizontales (Charrier, 1983), y sobreyace en discordancia angular a la Formación Coya-Machalí y cubierta localmente por la Formación Colorado-La Parva (Thiele, 1980), ya que la mayoría de su límite superior es la superficie de erosión actual. Según dataciones radiométricas K/Ar la edad determinada es de 4,13-14,3 Ma (Charrier, 1983), es decir, de edad Mioceno medio-superior. La Formación Farellones tiene numerosos cuerpos sub-volcánicos alojados dentro de ésta, entre los cuales en la región estudiada se aloja el yacimiento El Teniente.

#### **2.1.1.8. Formación Colón-Coya (Pleistoceno)**

Reconocida por Enrione (1972) y posteriormente definida como formación por Gómez (2001), está compuesta principalmente por conjuntos de depósitos de tipo lahar, de granulometría heterogénea; insertos en una matriz arcillo-cinerítica, intercalados localmente y en menor proporción, por niveles de ceniza, coladas andesíticas de poca potencia, y gravas fluviales. La potencia de esta formación es heterogénea, variando en un rango desde algunos centímetros hasta un máximo de aproximadamente 150 metros. Sobreyace en disconformidad a las Formaciones Farellones y Coya-Machalí, las que cubren un área de aproximadamente 160 km<sup>2</sup> y rellenan la paleo-topografía del valle. El techo corresponde a la superficie actual de erosión. Dataciones radiométricas K-Ar realizadas por Charrier y Munizaga (1979) coinciden con los resultados obtenidos por Cuadra (1986), lo que sitúa la edad de esta formación en el Pleistoceno (2,3-1,3 Ma).

### **2.1.1.9. Depósitos no consolidados (Cuaternario)**

Corresponden a las secuencias asignadas al Cuaternario, asociadas a depósitos de sistemas de drenajes de área, representados por depósitos aluviales, fluviales, lacustres, glaciofluviales, glaciales, de escombros y derrumbes (Charrier, 1983).

Estos sistemas rellenan los sistemas de drenajes principales de la zona, entre los que se encuentran los valles de los ríos Maipo, Teno, Blanco y Cachapoal, donde éste último constituye el sistema hídrico principal del área de estudio.

Las secuencias estratificadas (volcánicas y sedimentarias) que afloran en el área del yacimiento El Teniente se agrupan en un resumen en la Tabla 2.1.

### **2.1.2. Rocas Intrusivas**

El yacimiento El Teniente forma parte de un gran grupo de cuerpos intrusivos que se encuentran emplazados en el sector central de la Cordillera de los Andes, los cuales poseen variada composición, textura, edad y extensión. Estos cuerpos pueden ser agrupados en al menos cinco franjas de complejos ígneos intrusivos del Paleógeno-Neógeno (Oligoceno superior-Mioceno superior), con rango de edad que fluctúa entre los 34,3 y 5,59 Ma (Falcón y Rivera, 1998). Las unidades intrusivas identificadas en el área corresponden a cuerpos plutónicos e hipabisales, con composiciones variadas, donde se reconocen en su mayoría granodioritas de hornblenda y biotita, pórfidos dioríticos y andesíticos, monzonitas, monzodioritas y pórfidos dacíticos, que cortan a las rocas estratificadas de las formaciones Coya-Machalí y Farellones (Skewes *et al.*, 2002).

Dentro de la región se reconocen también cuerpos intrusivos menores, que en general son relativamente pequeños y aislados; corresponden a stocks, apófisis, diques y filones, constituidos por rocas fenocristalinas y, en menor medida, afaníticas y brechas, entre las cuales se han identificado granitos, granodioritas, tonalitas, monzonitas cuarcíferas y dioritas cuarcíferas (Charrier, 1981).

**Tabla 2.1: Resumen de las formaciones de los Andes de Chile Central.** Modificado de Charrier *et al.* (1996).

Formación	Litología	Espesor (m)	Edad	Autor	Observaciones
Colón-Coya	Lahares, coladas de lavas andesíticas, dacíticas y piroclastos	150	Plioceno superior-Reciente	Gómez (2001)	
Discordancia del 3° plegamiento			Fase del Mioceno-Plioceno		
Farellones	Depósitos continentales, lavas dacíticas y depósitos piroclásticos	2.400	Mioceno (25-7 Ma )	Klöhn (1960)	
Discordancia del 2° plegamiento			Fase del Oligoceno inferior o del Mioceno inferior		
Coya-Machalí	Depósitos volcanoclásticos y depósitos detríticos	3.200	Paleógeno-Neógeno inferior (62,3-16,4 Ma)	Klöhn (1960)	Correlacionable con la Formación Abanico
Discordancia del 1° plegamiento			Fase del Cretácico Superior		
Colimapu	Depósitos sedimentarios rojos (M. Inferior) y depósitos volcánicos (M. Superior)	2.000-3.000	Barremiano-Albiano	Klöhn (1960)	
Baños del Flaco	Sedimentarias marinas fosilíferas	2.000	Titoniano-Neocomiano	Klöhn (1960)	Correlacionable a la Formación lo Valdés
Leñas-Espinoza	Rocas piroclásticas, depósitos turbidíticos	1.200	Kimmeridgiano superior	Klöhn (1960)	Concordante en contacto por falla
Río Damas	Areniscas rojas continentales, conglomerados y lavas.	3.000	Kimmeridgiano superior-Titoniano inferior	Klöhn (1960)	
Nacientes del Teno	Areniscas marinas y calizas, 100-200 m de yeso (M. Superior)	600-1.000	Bajociano-Kimmeridgiano inferior	Klöhn (1960)	En los Andes de Chile Central no afloran estratos más antiguos

Según las relaciones de contacto entre las rocas caja y la alineación aproximada N-S (Charrier, 1981) que muestran estos cuerpos, se determina una edad generalizada posterior a la Formación Farellones, en otras palabras, posterior al Mioceno (Stewart *et al.*, 1972 y Godoy, 1993).

Kurtz *et al.* (1997) agruparon los cuerpos intrusivos en tres unidades mayores según la edad determinada en base a la datación Ar/Ar:

1. Plutones antiguos, con rango de edad entre  $21,6 \pm 4,9$  y  $16,2 \pm 1,2$  Ma.

2. Complejo Plutónico Teniente, subdividido en un primer grupo de 12 Ma (entre  $12,4 \pm 2,5$  y  $11,3 \pm 0,3$  Ma) y un segundo grupo de 8 Ma ( $8,8 \pm 0,1$  y  $7,7 \pm 0,1$  Ma).
3. Complejo Plutónico Joven, con un rango de edad entre los  $6,6 \pm 0,1$  y  $5,5 \pm 0,2$  Ma.

### 2.1.3. Estructuras

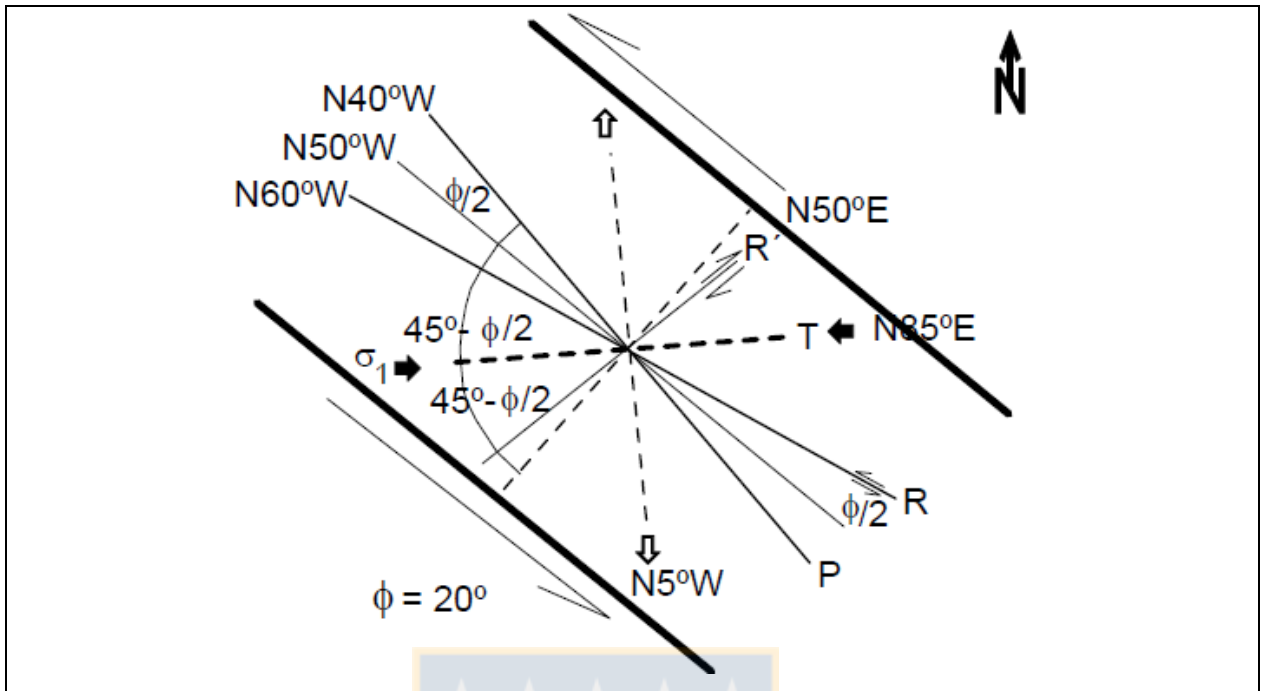
Entre las latitudes  $33^{\circ}\text{S}$  y  $39^{\circ}\text{S}$  los rasgos geológicos observados en Chile Central estarían controlados, al menos en parte, por estructuras a escala regional de orientaciones predominantes NW-SE a NNW-SSE, que fueron generadas durante los eventos tectono-magmáticos del Paleozoico-Mesozoico (Godoy y Lara, 1994). Son éstas estructuras las que estarían demarcando los límites de los segmentos tectónicos establecidos oblicuamente a la cadena andina actual, y que además, luego de que se reactivasen numerosas veces durante el Mesozoico-Cenozoico (Rivera y Cembrano, 2000), explicarían, gracias a esta alta cantidad de movimientos laterales, la distribución de franjas de centros volcánicos e intrusivos del Mioceno ubicados en la región (Falcón y Rivera, 1998).

En la zona estudiada los patrones estructurales identificados habrían sido generados producto de los movimientos laterales anteriormente mencionados, a lo largo de una zona de transcurrancia sinistral de orientación  $\text{N } 50^{\circ}\text{W}$ , lo que conllevó a la formación de fracturas sintéticas sinestrales (tipo R) de orientación  $\text{N } 60^{\circ}\text{W}$  y antitéticas dextrales (tipo R') de orientación  $\text{N } 50^{\circ}\text{E}$  (Falcón y Rivera, 1998), como se demuestra en el modelo estructural de Riedel en la Figura 2.3.

Diversos autores describen los rasgos estructurales de carácter regional del área estudiada, dentro de los cuales se observan:

1. Pliegues: Anticlinales y sinclinales, descritos por Klöhn (1960) y Charrier *et al.*, (1994). Dentro de sus rasgos característicos se reconocen un eje de rumbo general N-S, un buzamiento leve al S e inflexiones en su rumbo desde  $\text{N}30^{\circ}\text{W}$  a  $\text{N}30^{\circ}\text{E}$ . Tienen una continuidad longitudinal solamente entre los segmentos acotados por sistemas de falla  $\text{N } 30^{\circ}\text{W}$  (Rivera y Falcón, 2000).





**Figura 2.3:** Modelo estructural tipo Riedel para una zona con transcurrancia sinistral de rumbo  $N50^{\circ}W$ . R: Fracturas sintéticas sinistralas, R': Fracturas antitéticas dextrales. Modificado de Falcón y Rivera, 1998.

2. Fallas: El sistema de fallas está compuesto por siete zonas de falla con orientación en general  $N30^{\circ}W$ , reconocidas tanto en la Cordillera de la Costa como en la Cordillera de los Andes, mientras que en la depresión intermedia el relleno sedimentario moderno cubre la traza de estas fallas. Específicamente en torno al yacimiento El Teniente, destacan la zona de falla Piuquencillo al N, El Azufre al centro y Juanita al S (Rivera y Cembrano, 2000), que truncan los ejes de plegamiento de la Formación Farellones. Rivera y Falcón (2000) describen la cuenca de El Teniente como una depresión volcano-tectónica limitada al N por la falla Piuquencillo y al S por el lineamiento Tinguiririca-Navidad, con un ancho total de casi 100 km y un largo superior a los 150 km en la dirección NW-SE.
3. Discordancias: Un total de tres fases compresivas son reconocidas en la región, las que se expresan a través de tres discordancias orogénicas de plegamiento y posterior erosión (Klöhn, 1960). Estas fases compresivas serán descritas brevemente a continuación:

1. Una primera fase compresiva ocurrida a fines del Cretácico Inferior y a comienzos del Cretácico Superior (Albiano-Cenomaniano) denominada Subhercínica, que pone en discordancia la Formación Colimapu con la posterior depositación de la Formación Coya-Machalí.
2. Segunda fase compresiva; la fase Pehuenche, responsable de la depositación discordante de la Formación Farellones sobre la Formación Coya-Machalí. La edad exacta no ha sido determinada; algunos autores le asignan una edad Oligoceno inferior, otros Mioceno inferior (Charrier *et al.*, 1996).
3. Una tercera y última fase compresiva; la fase Quechua, durante el Mioceno-Plioceno que produce un leve plegamiento de la Formación Farellones, lo que conlleva a una depositación en discordancia de la Formación Colón-Coya.

Igualmente, Charrier (1981) describe las características estructurales regionales de la zona, donde identifica: a) una serie de fallas inversas en la franja oriental de la Formación Coya-Machalí las cuales estarían favorecidas por intercalaciones de roca incompetente, b) fallas normales con desplazamientos verticales asociadas a la tectónica de bloques Plioceno-Cuaternario resultante del alzamiento andino, y c) una falla con deslizamiento transcurrente sinistral a lo largo del río Cachapoal, la cual desplaza a los ejes de pliegues de la Formación Coya-Machalí.

#### **2.1.4. Marco Geotectónico**

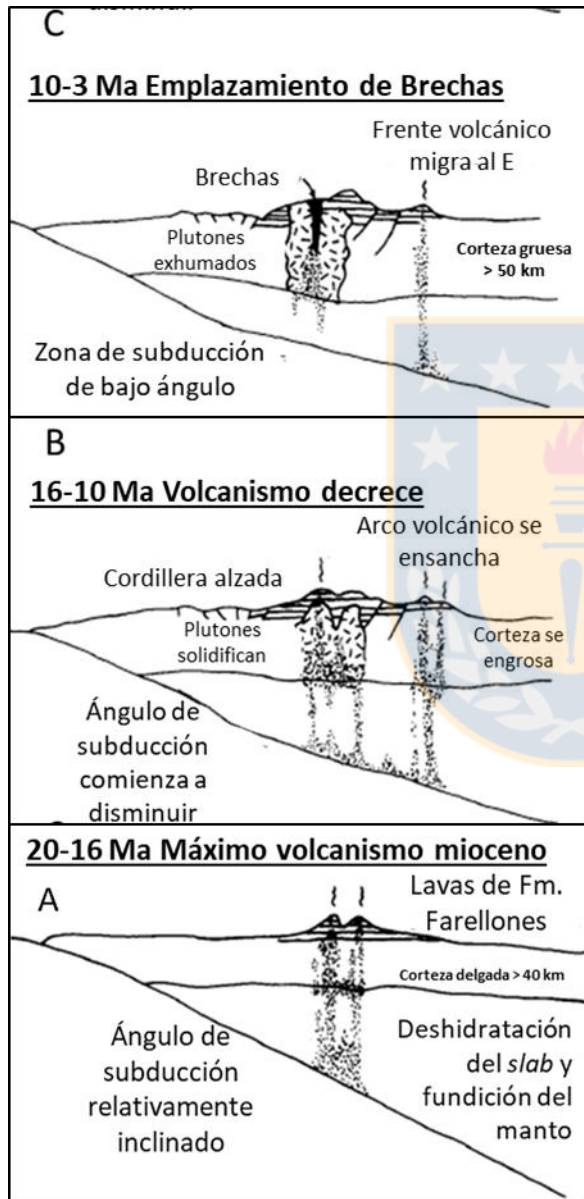
La evolución de los Andes está marcada por dos ciclos orogénicos principales: El Ciclo Pre-Andino (Paleozoico tardío, 320 Ma aproximadamente) y el Ciclo Andino (Mesozoico-Cenozoico). A su vez este último se subdivide en cinco intervalos principales según sus condiciones tectónicas y paleo-geográficas (Charrier *et al.*, 1996):

1. Triásico Superior-Jurásico Inferior (205-180 Ma): Formación de sistema de grabens de orientación NNW.

2. Jurásico Inferior-Jurásico Superior (180-135 Ma): Período con alto nivel de magmatismo que conlleva al desarrollo de un arco volcánico ubicado en lo que hoy es la cordillera de la Costa, parte de la cordillera principal y también al desarrollo de una cuenca de trasarco al este de este arco magmático.
3. Jurásico Superior-Cretácico Inferior (135-95 Ma): Desarrollo de cuencas de intra-arco en la actual cordillera de la Costa y parte occidental de la cordillera principal y formación de cuencas de tras-arco al este de ella.
4. Cretácico Superior-Neógeno (95-24 Ma): Altos niveles de depositación de sedimentos continentales y marinos, seguido de un episodio de alta tasa de erosión.
5. Neógeno-Presente (24 Ma en adelante): Formación y desarrollo de dominios volcánicos y plutónicos en condiciones paleo-geográficas muy diferentes entre sí.

En este último episodio durante el Mioceno inferior, las condiciones geotectónicas del margen continental sudamericano eran las de una corteza continental más bien delgada (menor a 45 km) y un ángulo de subducción de la placa de Nazca relativamente inclinado (mayor a  $25^\circ$ ), con un clímax de actividad volcánica en la zona de Chile Central, entre los 20 y 16 Ma (Figura 2.4 A), reflejándose en los 3.000 metros de espesor de lavas que llega a alcanzar la Formación Farellones (Skewes y Stern, 1994). Sin embargo, a partir del Mioceno medio, el ángulo de subducción de la placa de Nazca disminuye, generando un solevantamiento, deformación y engrosamiento de la corteza continental de la placa Sudamericana. Este cambio geotectónico del margen continental permite la formación de cámaras magmáticas en la corteza superior, en la base del material volcánico, que luego enfriaron y cristalizaron para formar los plutones para las brechas mineralizadas (Figura 2.4 B). Finalmente, ya entre los 10 y 3 Ma, cuando el ángulo de subducción ha disminuido aún más, el alzamiento combinado con las altas tasas de erosión llevan los techos de los plutones emplazados más cerca de la superficie, lo que provoca el enfriamiento de las zonas más profundas del sistema magmático Mioceno ya que el flujo de magma y calor del manto disminuye bajo el frente volcánico del Mioceno inferior (Figura 2.4 C), y también una exsolución de fluidos magmáticos ricos en cobre (Skewes y Stern, 1994 y 1995). Es en esta edad donde se generaron las brechas mineralizadas,

donde además los plutones relacionados con cada brecha mineralizada permanecieron activos durante 1-3 Ma, subsecuentes a la formación de estas. Detalladamente, las edades tanto de las brechas y la migración del frente volcánico al este son más viejas en el N y más jóvenes en el S, lo que podría haber sido causado por una migración hacia el S del foco de subducción de la dorsal de Juan Fernández.



**Figura 2.4:** Evolución de la actividad volcánica durante el Mioceno-Plioceno en Chile Central. A: clímax de la actividad volcánica durante el Mioceno inferior. B: disminución de la actividad volcánica durante el Mioceno medio producto de la disminución del ángulo de subducción. C: emplazamiento de brechas mineralizadas durante el Mioceno superior-Plioceno. Modificado de Skewes, 1994.

La disminución en el ángulo de subducción se da a una diferente velocidad al N de los 33°S (disminución rápida) y al S de los 33°S (disminución lenta y con poca extensión), lo que puede

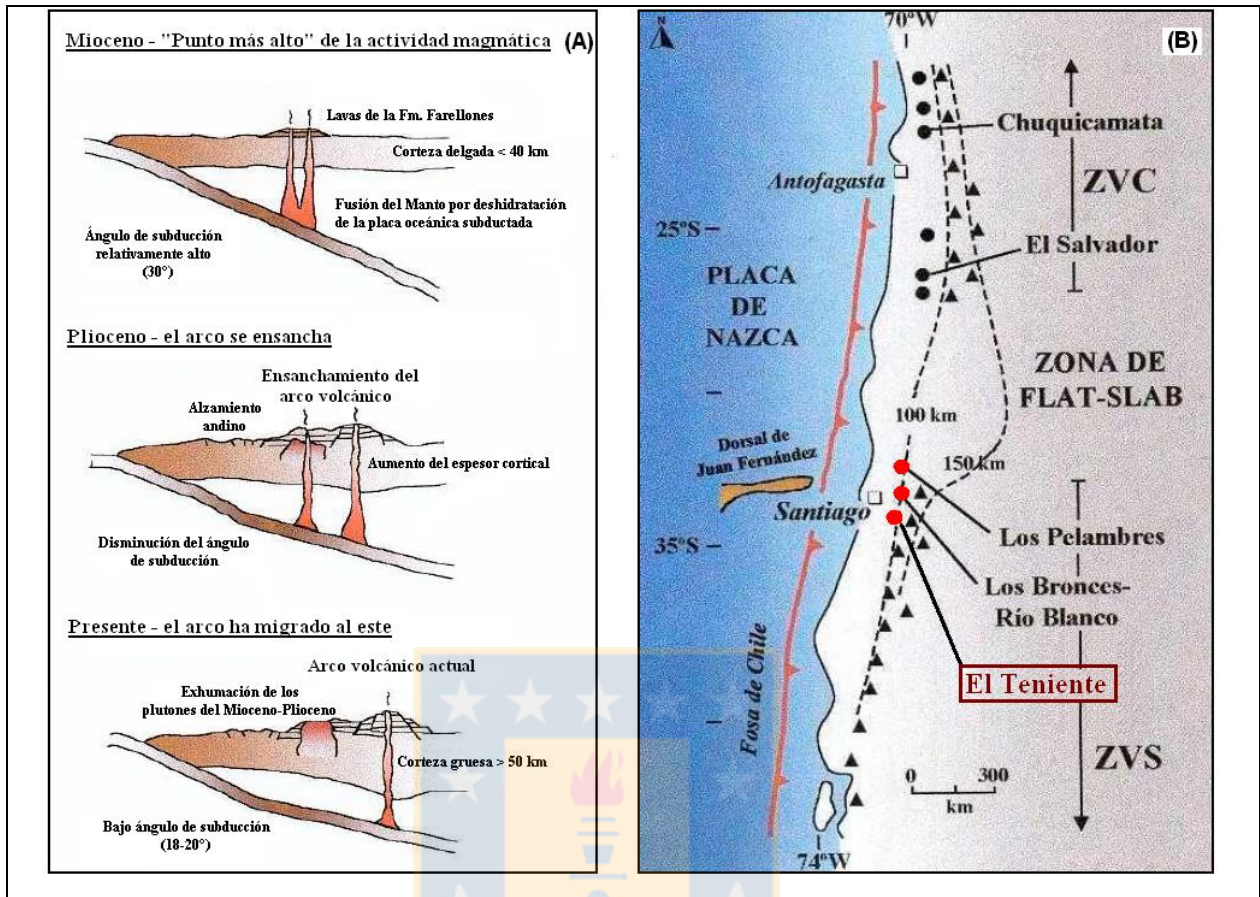
traducirse en una segmentación en los Andes Centrales, donde al N de los 33°S se identifica un primer segmento con ausencia de volcanismo activo, o zona de *flat-slab* (28 a 33°S), y un segundo segmento al S de los 33°S con presencia de volcanismo activo más conocida como Zona Volcánica Sur (ZVS; 33-46°S). Es importante mencionar además que los grandes yacimientos cupríferos denominados como “gigantes”, donde se incluye a El Teniente (34°S aproximadamente), están ubicados en el extremo N de la ZVS (Kay y Kurtz, 1995).

Ahora bien, la disminución en el ángulo de subducción bajo el segmento cortical al N de los 33°S, se debe a una probable respuesta a la subducción de la dorsal de Juan Fernández (Pilger, 1981) como fue mencionado anteriormente, que a su vez es la que genera la segmentación de los Andes Centrales. Este proceso produjo un ensanchamiento del arco magmático y migración del frente volcánico hacia el E en el Mioceno superior y el posterior término de la actividad volcánica durante el Plioceno (Kay y Kurtz, 1995). A su vez la subducción de ésta dorsal está asociada al alzamiento, alta deformación y gran aumento de espesor de la corteza bajo la cadena volcánica al N de los 33°S (Kay *et al.*, 1991).

Por otro lado, en el segmento ubicado al S de los 33°S, el ángulo de subducción decrece de forma contemporánea al desarrollo de la zona de *flat-slab* pero en mucha menor magnitud. El frente volcánico migra hacia el E hasta su ubicación en los Andes en la actualidad, y además se genera deformación y engrosamiento de la corteza, como también un alzamiento de la cadena andina (Skewes y Stern, 1994).

El yacimiento El Teniente se ubica al E de la intersección entre la dorsal de Juan Fernández y la fosa chilena, en el límite entre la ZVS y el segmento tectónico andino de *flat-slab*, donde no existe actividad volcánica en la actualidad (Kurtz *et al.*, 1997).

La Figura 2.5 muestra el actual frente volcánico activo (representado por triángulos) y los círculos rojos los tres yacimientos de pórfidos de cobre denominados como "gigantes" del Mioceno-Plioceno, ubicados en el extremo N de la ZVS y los círculos negros otros pórfidos más antiguos, ubicados en el extremo S de la ZVC, y las líneas segmentadas indican la actual profundidad de la zona de Benioff.



**Figura 2.5: Marco Geotectónico.** A: la evolución tectónica y magnética de los Andes Centrales a los 34°S desde el Mioceno al Presente. B: la ubicación de la Zona Volcánica Central (ZVC), zona de flat-slab y el extremo N de la Zona Volcánica Sur (ZVS). Modificado de Stern y Skewes, 1995 y 1997.

## 2.2. Geología del Yacimiento

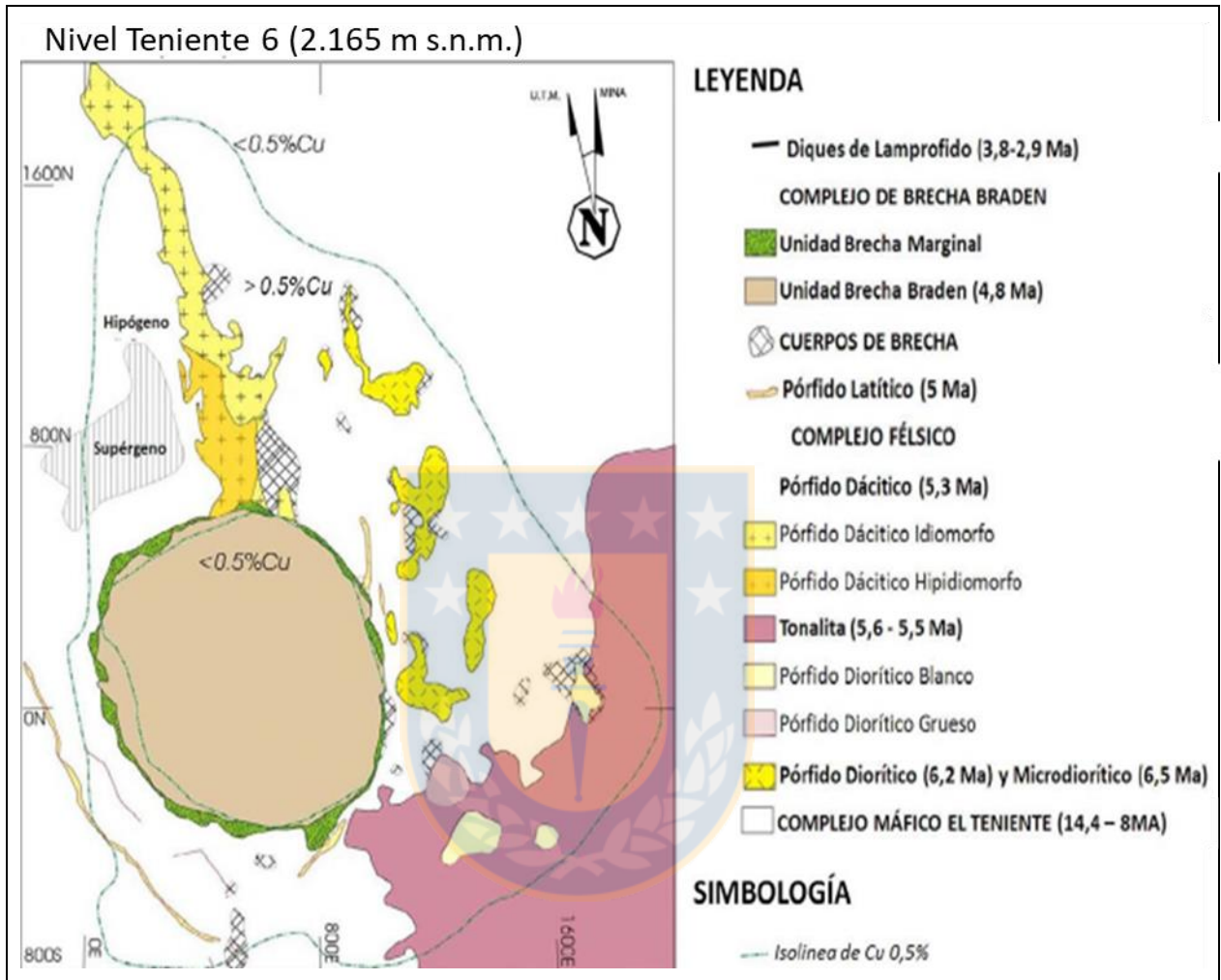
El yacimiento El Teniente forma parte del grupo de depósitos de cobre hipógenos formados a finales del Mioceno superior, siendo uno de los más grandes a nivel mundial, con una cantidad de recursos estimados de aproximadamente 75 Mton (Skewes, 2002), donde además de explotar cobre como el principal recurso también se obtiene molibdeno como sub-producto. Está emplazado en rocas intrusivas, piroclásticas, volcánicas y subvolcánicas correspondientes a la Formación Farellones de edad Mioceno medio a superior (Camus, 1975; Cuadra, 1986). Las principales litologías de los intrusivos que conforman el yacimiento corresponden a diorita, pórfido dacítico, pórfido latítico y a diques de andesita y lampróvido, mientras que en la parte central de este se encuentra la mega-estructura denominada Chimenea Braden, la cual presenta una forma de cono invertido (Cuadra, 1986), donde además están ubicadas las instalaciones principales de la mina.

También se reconocen a una menor escala, un dique dacítico que sólo aflora en las laderas de la quebrada Teniente, filones latíticos con una disposición concéntrica a la Chimenea de Brecha Braden en la zona W y cuerpos intrusivos y de brecha de pequeñas dimensiones.

El yacimiento El Teniente es producto de sucesivas intrusiones de cuerpos félsicos y sus respectivos procesos de cristalización, los cuales fueron seguidos inmediatamente por cortos, pero potentes, episodios de depositación de mineral, cada uno asociado con su alteración hidrotermal respectiva, todo esto ocurrido en un periodo de al menos 5,3 Ma, donde dataciones geoquímicas de K-Ar, Ar-Ar, Re-Os (Cannell, 2004; Maksaev *et al.*, 2004) realizadas en biotita, sericita y molibdenita indican que el período mineralizador principal ocurrió durante los 5,06-4,37 Ma. Además, un fuerte control de tres sistemas estructurales preferenciales (N-S, NE-SW y NNW-SSE), evidenciado por trazas de contactos entre unidades de roca diferentes, fallas, zonas de cizalle, como también por la distribución y geometría de las vetas y vetillas estuvo presente previamente, durante y posterior a la formación (Maksaev *et al.*, 2004).

La mineralización estuvo fuertemente ligada con un gran sistema formador de mineral temporalmente relacionado al emplazamiento de sucesivos lotes de magma de composición dacítica y a la actividad explosiva interrelacionada que originó la Brecha Braden (Maksaev *et al.*, 2004) (Figura 2.6), donde la génesis de esta última (tanto en este yacimiento como en otros Mioceno-Plioceno; Río Blanco-Los Bronces, Los Pelambres) ha sido atribuida a la exsolución de fluidos de plutones en enfriamiento (Skewes *et al.*, 2002). No obstante, otras teorías apoyarían la idea de que las intrusiones félsicas más tardías en estos depósitos corresponden a pórfidos dacíticos muy poco mineralizados, donde el emplazamiento de estos generó una alteración sericítica en los niveles superiores del depósito, contribuyendo, eliminando o redistribuyendo en algunos casos la mineralización de cobre pre-existente (Skewes *et al.*, 2002). Aproximadamente un 70% de la mineralización de cobre y molibdenita se encuentra alojada en un enrejado denso de vetillas tipo *stockwork*, mientras que el 30% restante se encuentra en el cemento de diversas brechas magmáticas-hidrotermales de biotita, anhidrita, cuarzo y turmalina, y en menor proporción, diseminada en la matriz de los cuerpos intrusivos félsicos. Los minerales de mena más importantes en la zona primaria corresponden a la asociación calcopirita-bornita-pirita, mientras que en la zona

de enriquecimiento secundario el mineral característico es la calcosina y subordinadamente covelina, cobre nativo y cuprita (Cuadra, 1986).



**Figura 2.6:** Mapa Geológico del nivel Teniente 6 (2.165 m s.n.m), Mina El Teniente. Se ven las principales unidades litológicas, donde destaca la Brecha Braden con una morfología en planta casi concéntrica Modificado de Cannell (2004).

El desarrollo del emplazamiento de la brecha, los procesos de alteración y mineralización de cobre ocurrieron durante un rango de tiempo mayor a 2 Ma, entre  $> 6,4$  y  $4,4$  Ma, a fines de un episodio de gran actividad magmática en el Mioceno-Plioceno de más de 10 Ma de duración, y justo antes de la migración hacia el este del arco magmático como consecuencia de la disminución del ángulo de subducción (Skewes *et al.*, 2002).



## 2.2.1. Unidades Litológicas

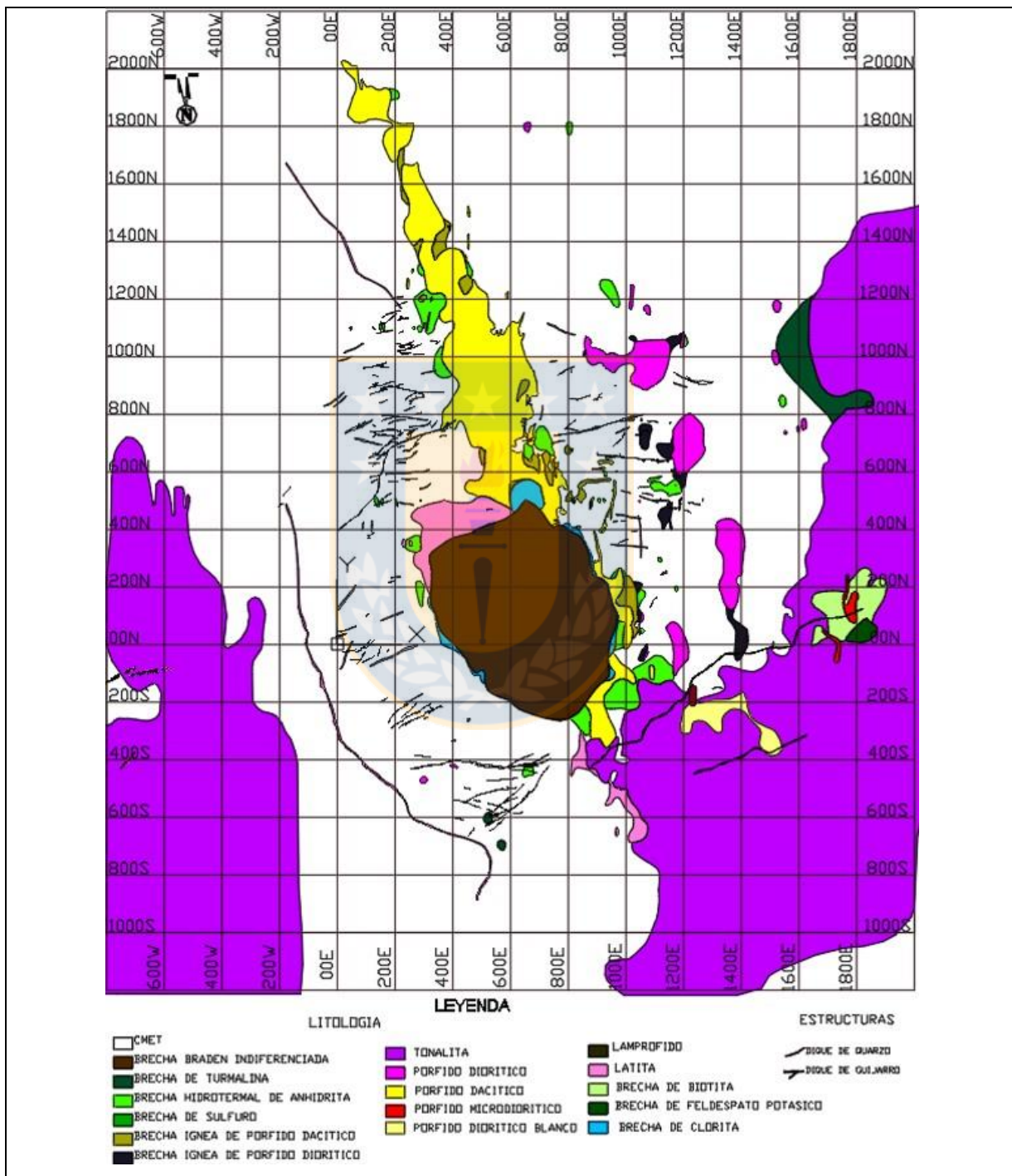
El yacimiento El Teniente se encuentra alojado en rocas de la Formación Farellones de edad Mioceno, donde han sido identificados cuatro grupos litológicos principales: Complejo Máfico El Teniente, Complejo Félsico, Complejo Chimenea Braden y Complejo de Brechas e Intrusivos Menores, los cuales serán descritos a continuación.

### 2.2.1.1. Complejo Máfico El Teniente (CMET)

Conocidas también como “Andesitas de la Mina”, corresponden a las rocas más antiguas dentro de la mina, poseen una tonalidad oscura con texturas afaníticas a porfídicas y alojan el 80% de la mineralización de cobre la que a veces oblitera aspectos de su petrología original, tienen una fuerte alteración y están brechizadas. Si bien, son denominadas informalmente “Andesitas de la Mina”, análisis químicos indican que estas rocas corresponden a litologías más básicas, incluyendo gabros, diabasas, pórfidos basálticos y pórfidos andesíticos-basálticos (Skewes *et al.*, 2002). En conjunto conforman el CMET (Figura 2.7), corresponde a un cuerpo máfico intruye en forma de lacolito a rocas del complejo volcánico de la Formación Farellones, alcanzando dimensiones de 2,4 km de ancho, 1,2 m de largo y sobre los 2 km de alto en la zona central de este complejo donde está ubicada la mina El Teniente (Burgos, 2002).

Aunque estas rocas máficas tienen muchas variaciones texturales entre sí, no es sencillo reconocer los contactos o gradaciones texturales entre ellas debido a la fuerte coloración oscura que poseen, la pervasiva alteración a biotita, la abundante mineralización de cobre y la brechización. En general, presentan fenocristales de plagioclasa cálcica y ocasionalmente clinopiroxeno, rodeados de una masa cristalina fina, dominada por biotita y/o actinolita, con cantidades variadas de plagioclasa, calcopirita, magnetita, anhidrita, turmalina clorita, rutilo, piritita y cuarzo. En un comienzo se atribuyó a una textura porfídica clásica de rocas extrusivas (Howell y Malloy, 1960; Camus, 1975; Villalobos, 1975), sin embargo, esta textura distintiva es resultado de una intensa alteración, la cual ha reemplazado tanto a la masa cristalina fina en las rocas originalmente porfídicas, como también a los minerales ígneos máficos originales, aún en los gabros holocristalinos de grano grueso (Skewes *et al.*, 2002). En general las texturas de grano más finos

corresponderían a los límites del intrusivo mientras que las texturas gruesas estarían relacionadas con la zona central de éste; ambos con relictos de piroxenos y una fuerte alteración biotítica (Burgos, 2002).



**Figura 2.7:** Mapa Geológico de las principales unidades litológicas presentes en el Proyecto Nuevo Nivel Mina, cota 1.880 m (modificado de mapa original confeccionado por Superintendencia de Geología, Mina El Teniente).

Las diabasas y diques basálticos que conforman el Complejo Máfico El Teniente habrían sido emplazadas durante el Mioceno. En este período una cuenca volcano-tectónica fue generada en el arco Andino, por la extensión a partir de un sistema de fallas de orientación NNW-SSE, cerrándose en el Mioceno superior (Godoy, 1993; Falcón y Rivera, 1998).

### **2.2.1.2. Complejo Félsico**

Está compuesto por un conjunto de cuerpos intrusivos en forma de *stocks*, apófisis y diques. Ha sido definido y subdividido por diversos autores y actualmente según los “Estándares y Metodologías de Trabajo para Geología de Minas El Teniente” (referencia interna SGL-I-123/03) han sido diferenciados, según sus características petrológicas y petrográficas, en los cuerpos mencionados a continuación.

#### **2.2.1.2.1. Tonalita**

Conocida también como Diorita Sewell, corresponde en su mayoría a un intrusivo del tipo *stock*, de morfología irregular y con una extensión de 200 m<sup>2</sup> en superficie, con una cantidad menor de apófisis en la zona, emplazado en el Complejo Máfico El Teniente, al SE de la Brecha Braden (Figura 2.7). Sus contactos son transicionales y/o brechosos, con bordes externos de textura porfídica, donde se desarrolla una fuerte alteración potásica (Cuadra, 1986).

La parte externa tiene textura porfídica compuesta por fenocristales de plagioclasa biotita y relictos de anfíbol, con masa fundamental (correspondiente al 30-60% en volumen de la roca total) de agregados de cuarzo, microlitos de plagioclasa y feldespato potásico subordinado (Cuadra, 1986) sin ojos de cuarzo, lo que la diferencia de otros pórfidos dacíticos en la zona (Skewes *et al.*, 2002). La parte central del intrusivo posee una textura fanerítica equigranular, compuesta por un agregado hipidiomórfico de plagioclasa, biotita y hornblenda parcialmente cloritizada, con cuarzo y feldespato potásico intersticial (Faunez, 1981). El límite entre estas dos variedades está dado por un contacto transicional, donde en ambos se desarrolla una fuerte alteración cuarzo-sericita-clorita que oblitera la textura y composición original de la roca. Los apófisis tienen contactos tajantes y brechosos, caracterizados por una fuerte silicificación y sericitización en las zonas superiores y

fuerte alteración potásica en profundidad (Villalobos, 1975). Aunque sean mineralógicamente similares, no está claro si la zona equigranular y la porfídica corresponden a uno o más cuerpos intrusivos (Skewes *et al.*, 2002). Camus (1975) sugiere que la zona porfídica representa el margen de enfriamiento rápido de este plutón, mientras que Guzmán (1991) sugiere que la zona porfídica forman parte de una fase intrusiva separada y más joven que guardaría mayor relación con los apófisis que afloran en el N del yacimiento. Los contactos transicionales entre las fases equigranulares y porfídicas descritas por Faunez (1981) sugerirían que el *stock*, en su totalidad, correspondería a una intrusión compuesta.

Este cuerpo intrusivo presenta, especialmente en la parte N, una densa concentración de vetillas en forma de *stockwork* con una gran cantidad de calcopirita, que además están pervasivamente sericitizadas en zonas superiores, mientras que en zonas más profundas se encuentran con una alteración potásica pervasiva dominada por la biotita (Cuadra, 1986). El contorno que delimita los 0,5% de concentración de cobre coincide aproximadamente con el límite entre la fase porfídica y la equigranular (Guzmán, 1991).

Dataciones radiométricas en K/Ar realizadas por Cuadra (1986) arrojaron una edad de  $7,1 \pm 0,10$  Ma para la actividad hidrotermal de la tonalita, la que fue posteriormente corroborada por Maksae *et al.* (2001) mediante dataciones radiométricas en Ar/Ar en las que obtuvo  $6,97 \pm 0,10$  Ma (Skewes *et al.*, 2002). Por otro lado, la edad de cristalización de este cuerpo fue determinada por (Maksae *et al.*, 2004) mediante dataciones radiométricas en U/Pb, que indican  $6,46 \pm 0,11$  Ma, posicionando a este intrusivo como el más antiguo de todo el complejo félsico.

#### **2.2.1.2.2. Pórfido Dacítico**

Antiguamente llamado Pórfido Teniente, Dacita Porfídica o simplemente Dacita, corresponde a un dique de disposición sub-vertical, de orientación N-S, con dimensiones de aproximadamente 1,5 km de extensión y un ancho que varía entre los 50-300 m (Camus, 1975). Está emplazado en el Complejo Máfico El Teniente (Figura 2.7), con contactos nítidos, pero un diseño irregular. Se encuentra al N de la Brecha Braden y es atravesado por esta última, desarrollando brechas de turmalina con clastos del pórfido en la zona de contacto, además de ser cortado en superficie por

la quebrada Teniente (Cuadra, 1986). Es considerada por diversos autores como la intrusión ígnea responsable de la mineralización de El Teniente (Howell y Molloy, 1960; Ossandón 1974; Camus 1975; Ojeda *et al.*, 1980, Cuadra 1986).

Las rocas que componen este pórfido tienen coloraciones gris claro a blanco y poseen fenocristales de plagioclasa, biotita y escasos ojos de cuarzo, con una masa cristalina de textura aplítica compuesta por agregados de cuarzo, feldespato potásico, plagioclasa, y biotita secundaria diseminada. Ossandón (1974) distinguió dos variedades texturales, una correspondiente a pórfido panidiomórfico, que ocupa la parte N del intrusivo y, en general, los bordes del mismo, y la otra a un pórfido hipidiomórfico de color gris-blancuzo, la que es más abundante en la zona central y S del intrusivo (Cuadra, 1986).

Trabajos de mapeo de Rojas (2003) concluyeron que este pórfido es una intrusión generada por dos pulsos de composición dacítica provenientes de una misma fuente magmática (Maksaev *et al.*, 2004). Las vetillas que componen los *stockwork* contienen las principales concentraciones de bornita hipógena de toda la mina, mientras que la bornita diseminada asociada con la alteración potásica pervasiva ocurre en este pórfido y en las andesitas adyacentes (Maksaev *et al.*, 2004). Tanto las tasas de bornita/calcopirita como la intensidad de la alteración en las biotitas de las andesitas adyacentes, disminuyen drásticamente al alejarse del Pórfido Dacítico (Howell y Molloy, 1960; Ossandón 1974; Camus 1975; Ojeda *et al.*, 1980, Zuñiga, 1982, Cuadra 1986; Ip, 1987a, b; Cammus, 2003).

Otros autores como Skewes *et al.*, (2002) difieren de esta idea, argumentando que el Pórfido Dacítico correspondería más bien a una intrusión félsica tardía, pobre en cobre, que distribuye este elemento desde las biotitas, tanto de la roca caja como de las brechas hidrotermales. Maksaev *et al.* (2004) mediante dataciones isotópicas de U/Pb en circones obtuvo una edad de  $5,28 \pm 0,10$  Ma, la que corresponde a la edad de cristalización del Pórfido Dacítico, mientras que Cuadra (1986) asigna, para el principal evento de mineralización relacionado con este intrusivo, una edad de 4,7-4,6 Ma.

### 2.2.1.2.3. Pórfido Diorítico

También llamado Diorita Central, se presenta como una serie de *stocks*, diques y apófisis menores de gran extensión vertical, emplazados en el Complejo Máfico El Teniente W en la parte N y central del yacimiento, con una orientación de aproximadamente N30°W (Figura 2.7). Makshev *et al.* (2004) los define como apófisis y cuerpos intrusivos menores separados, de textura porfídica que están relacionados con la Diorita Sewell. Está compuesto por fenocristales de plagioclasa, biotita y ojos de cuarzo, conformando un 30-60% de la roca total. Localmente posee asociaciones mineralógicas de alteración tipo potásica fílica y argílica (Guzmán, 1991).

La mineralización se encuentra en vetillas pertenecientes a un denso enrejado del tipo *stockwork*, con calcopirita como mineral principal de mena, con alteración sericítica pervasiva en superficie y potásica en profundidad (Makshev *et al.*, 2004).

El rol de estas intrusiones en los procesos de mineralización en El Teniente ha sido discutido por diversos autores; en un comienzo Lingdren y Bastin (1922) concluyeron que la alteración de la diorita cuarcífera fue acompañada de una escasa depositación de sulfuros, sin embargo Howell y Molloy (1960) establecieron una relación directa entre la diorita cuarcífera y la depositación de sulfuros. Estudios posteriores de Camus (1975) y Cuadra (1986) relacionaron la etapa más temprana de mineralización importante y alteración potásica y cuarzo-sericita al emplazamiento de estas intrusiones de diorita cuarcífera y tonalita. No obstante, Skewes *et al.* (2002) postuló que el emplazamiento de estos intrusivos es posterior a la edad de la etapa de mineralización principal, y que estas intrusiones fueron alteradas y mineralizadas por la brechización hidrotermal subsecuente en sus partes periféricas. Es más, la mineralización del *stockwork* está sobreimpuesta en brechas con biotita con fragmentos decimétricos de tonalita, adyacente al stock de diorita cuarcífera al N del yacimiento (Makshev *et al.*, 2004).

La edad de cristalización para este cuerpo fue determinada mediante dataciones radiométricas de U/Pb en circones, las que indican  $6,11 \pm 0,13$  Ma (Makshev *et al.*, 2004).

#### 2.2.1.2.4. Pórfido Micriodiorítico

Conocido también como “Pórfido A”, corresponde a una diorita cuarcífera de grano fino que intruye a la “Diorita Sewell” y al Complejo Máfico El Teniente en el área SE de la mina El Teniente (Figura 2.7). Una de sus características distintivas es la presencia de enclaves centimétricos a decimétricos de diorita cuarcífera y tonalita cuarcífera equigranulares. Además, los fenocristales de plagioclasa en este pórfido están fuertemente alterados a esmectita, sericita y siderita, mientras que la masa cristalina está completamente reemplazada por agregados microcristalinos de anhidrita, cuarzo, biotita hidrotermal parcialmente cloritizada, y abundantes sulfuros (Maksaev *et al.*, 2004).

Este cuerpo intrusivo tiene disposición sub-vertical, con dimensiones aproximadas de 100 m de diámetro, rodeado de un halo irregular de 100-200 m de ancho de brecha hidrotermal polimíctica y altamente mineralizada, caracterizada por una matriz gruesa de anhidrita, turmalina, calcopirita, molibdenita, cuarzo y biotita (Maksaev *et al.*, 2004).

Maksaev *et al.*, (2004) determinó la edad de los cuerpos félsicos que componen este complejo mediante dataciones radiométricas de U/Pb que indican  $6,46 \pm 0,11$  a  $6,11 \pm 0,13$  Ma.

#### 2.2.1.3. Complejo Brecha Braden

También llamado “Pipa Braden”, corresponde a la unidad lito-estructural principal de la mina El Teniente, se ubica en la parte central de ésta y cortando a casi todas las unidades litológicas preexistentes (Figura 2.7). Tiene forma de un cono invertido asimétrico, con una vista en planta casi circular, donde el flanco E se ve sub-vertical, mientras que el resto del contorno converge hacia el centro con inclinaciones de  $60^{\circ}$ - $70^{\circ}$ . El diámetro de este cuerpo en superficie es de aproximadamente  $1.200 \text{ m}^2$ , con una profundidad conocida de 3.150 m (Floody, 2000). Contiene alrededor de tres billones de toneladas métricas de material molido y fragmentado, el cual corresponde a una brecha polimíctica con pobre selección y matriz soportado, donde los clastos de roca molida están inmersos en una matriz alterada y cementada con diversos minerales (Maksaev *et al.*, 2004). Todas estas características son típicas de un diatrema generado por explosiones

freatomagmáticas, donde la salida explosiva de gases fragmentan y quiebran la roca de caja, rellenando el conducto con fragmentos de roca (Sillitoe, 1985; Morales, 1996; Vega y Makshev, 2003).

Este complejo se subdivide en dos unidades geológicas mayores. (1) Unidad Brecha Braden que corresponde a la porción central de esta megaestructura. Tiene matriz de grano muy fino ( $< 1$  mm) de minerales y rocas pulverizadas, cementado por anhidrita, biotita, cuarzo, turmalina, pirita y/o sulfuros de cobre, mientras que los clastos, redondeados a subangulosos de tamaños muy variados, corresponden a fragmentos de gran parte de las rocas pre-existentes identificadas en el depósito, como también algunas no reconocidas en la mina que probablemente corresponderían a rocas del basamento (Floody, 2000; Skewes *et al.*, 2002). Está constituida por un conjunto de subunidades definidas por variaciones en el tamaño, selección y abundancia relativa de los clastos, y por el contenido de turmalina en el cemento, estas son: Brecha Braden Sericita, Brecha Braden Sericita Fina, Brecha Braden Sericita Bolones, Brecha Braden Clorita, Brecha Braden Turmalina, Brecha Braden Turmalina Bloques y Brecha Braden Sulfuros. En general están pobremente mineralizadas, aunque se estima un aproximado de 96 Mt de mineral, con ley de 1,16% de cobre, para ciertos sectores de la brecha, donde la matriz se encuentra turmalinizada (Makshev *et al.*, 2004). Este complejo no es un cuerpo competente para la depositación de cobre debido a la abundante matriz arcillosa (roca pulverizada) y a la casi nula presencia de planos de fractura (Lindgren y Bastin, 1992). La ocurrencia de vetillas tardías con halos sericíticos, brechas hidrotermales, espacios vacíos rodeados por cristales de sulfatos y sulfuros, y la diseminación de calcopirita, molibdenita, tennantita-tetrahedrita, esfalerita, y/o galena en la Brecha Braden, son indicadores de que existió actividad hidrotermal y mineralización posterior a la formación del diatrema (Makshev *et al.*, 2004). Los fragmentos de rocas máficas con alteración potásica, rocas intrusivas félsicas y de brechas preexistentes indican que este complejo fue emplazado en una etapa de brechización muy tardía. Dataciones radiométricas mediante K/Ar realizadas en brechas con roca pulverizada pertenecientes a la zona central de la Brecha Braden establecen una edad de 4,5 Ma (Cuadra, 1986).

(2) La Unidad Brecha Braden Marginal, corresponde a un anillo de brechas de turmalina irregular desarrollado en casi toda la periferia de la Unidad Brecha Braden, con un ancho promedio de 50-



60 m, el cual disminuye en profundidad a rangos de 5-10 m (Cuadra, 1986). A diferencia de la primera unidad, ésta es de textura clasto-soportada, con fragmentos angulosos a sub-angulosos, en una matriz de grano fino de turmalina como mineral predominante (Maksaev *et al.*, 2004). Los clastos provienen de rocas inmediatamente adyacentes, con grados variables de alteración cuarzo-sericita-clorita, cementados por turmalina y cuarzo, con cantidades menores de anhidrita, yeso, carbonatos, sulfuros y sulfosales de la serie tetraedrita-tentantita. Ya que comúnmente tiene un buen grado de homogeneidad litológica en los clastos, se las diferencia localmente según su constituyente predominante (brecha de andesita, brecha de dacita, brecha de diorita, etc.) (Cuadra, 1986).

El contacto entre estas unidades es gradacional, mientras que el contacto entre estos anillos de turmalina con las otras rocas encajantes varía de gradacional a abrupto. La existencia de clastos de la Brecha Marginal dentro de la Brecha Braden indicaría que este anillo periférico se formó antes. No obstante, también se han encontrado clastos de Brecha Braden en algunos sectores de la Brecha Marginal, lo que revela que esta mega lito-estructura forma parte de un proceso bastante complejo, con sucesivas etapas de brechización, ya en una etapa tardía de la formación del yacimiento (Cuadra, 1986).

#### **2.2.1.4. Cuerpos de Brechas**

Las brechas identificadas en la Mina El Teniente pueden ser monolíticas o polilíticas. La naturaleza de sus clastos depende en parte de la ubicación de las brechas en el depósito, y también de la etapa en que fueron emplazadas. Por estas razones, la mayoría de las brechas son clasificadas según el mineral más abundante o componentes en sus matrices (Skewes *et al.*, 2002). Esta clasificación incluye brechas de turmalina, anhidrita, biotita, yeso, magnetita, brechas ígneas y de polvo de roca (Arredondo 1994; Morales, 1996; Skewes, 1999; Floody, 2000). La clasificación de brechas según su matriz no es siempre rigurosa, ya que la proporción de diferentes minerales en ésta es variable incluso en una misma brecha de pipa.

Las diferentes brechas magmáticas-hidrotermales observadas reflejan una compleja secuencia de múltiples eventos que resultaron en el emplazamiento de gran cantidad de mineral de cobre

hipógeno en el yacimiento (Skewes *et al.*, 2002). A continuación se describirán los principales tipos de brechas identificadas en el depósito:

#### **2.2.1.4.1. Brecha de Magnetita**

Se han encontrado al N de la mina El Teniente en el área de laguna La Negra, y al S en la zona de Coya y valles del río Matadero, pero no en la mina en sí. Sin embargo, su presencia en la mina es observada en la recuperación de cristales de magnetita de hasta 30 cm de largo, y por la ocurrencia de vetillas en *stockwork* de magnetita-actinolita y la alteración en rocas máficas ígneas (Skewes *et al.*, 2002).

#### **2.2.1.4.2. Brecha de Biotita**

La biotita es el mineral dominante en estas brechas, aunque también contienen cantidades considerables de turmalina y, en menor cantidad cuarzo, feldespato, clorita, anhidrita, yeso, apatito, calcopirita, bornita, piritita, rutilo y magnetita. La biotita en la matriz puede ser de grano fino o bien de tamaños centimétricos. Comúnmente son monolíticas, con clastos dominados por una composición máfica o de rocas intrusivas félsicas, y, en algunos casos, de ambas, los que tienen una fuerte alteración potásica y los minerales máficos han sido reemplazados completamente por biotita. Estas brechas están asociadas con el desarrollo de un *stockwork* de vetillas ricas en biotita en la roca caja y son posteriores a la alteración de magnetita-actinolita. El hecho de que se encuentran fragmentos de esta brecha en otras brechas (ígneas, de turmalina, anhidrita, etc.), sean cortadas por intrusiones félsicas, y tanto la “Diorita Sewell” como el “Pórfido Dácítico El Teniente” por lo general no muestran alteración potásica, indica que la alteración y formación de brecha de biotita ocurrió en una etapa de formación temprana de la mina El Teniente y que fueron emplazadas repetidamente en la evolución del depósito, y en la mayoría de los casos previamente al emplazamiento de intrusiones félsicas. Esta brecha es fácilmente identificable cuando se encuentra con rocas félsicas, y muy difícil de identificar cuando está con rocas máficas. Por lo general han sido identificadas en las zonas cobre hipógeno de alto grado que rodean a la Brecha Braden, y lejanas al “Pórfido Dácítico El Teniente” (Skewes *et al.*, 2002).

### **2.2.1.4.3. Brechas Ígneas**

Se denominan brechas ígneas a las que contienen en su matriz minerales como la biotita, cuarzo, feldespato, anhidrita, calcopirita y óxidos de hierro, y que además tienen una apariencia de roca ígnea con textura de grano fino, equigranular y holocristalina. Si la matriz está dominada por cemento rico en biotita oscura son llamadas brecha ígnea andesítica, mientras que si la matriz es más clara debido al menor contenido de biotita y mayor contenido de anhidrita, feldespatos y cuarzo, son denominadas brecha ígnea dacítica o diorítica. Si bien son similares a la brecha de biotita, generalmente contienen menos biotita y, en algunos casos, parecieran gradar a brechas de biotita. Generalmente poseen clastos de rocas máficas alteradas a biotita y, en algunos casos, puede ser posterior en edad a la alteración de estos clastos, como indica la falta de alteración potásica en clastos félsicos de la misma brecha. En algunas zonas de la mina están íntimamente relacionadas con la mineralización de cobre de alto grado, como es el caso de una matriz rica en calcopirita que rodea clastos máficos y félsicos alterados en el sector Esmeralda de la mina (Skewes *et al.*, 2002).

### **2.2.1.4.4. Brecha de Anhidrita**

La anhidrita es el mineral dominante y comúnmente está asociado con biotita, turmalina, cuarzo, yeso, apatito, calcopirita, pirita, bornita y rutilo. Son típicamente polilíticas, con clastos máficos y félsicos alterados a biotita, como también de brecha ígnea y de turmalina, en una matriz de un máximo del 20-30% del volumen total de la roca. La formación de esta brecha es claramente posterior a la de la brecha de biotita y brecha ígnea, y se generalmente se encuentra en zonas previamente brechizadas por éstas (Skewes *et al.*, 2002).

### **2.2.1.4.5. Brecha de Turmalina**

La turmalina es el mineral más abundante y se encuentra junto a anhidrita, cuarzo, calcopirita, bornita y pirita en la matriz de muchas brechas de El Teniente, como por ejemplo la Brecha Marginal. Pueden ser monolíticas o polilíticas, con clastos silicificados y sericitizados, ya sea completa o parcialmente en los bordes si son clastos grandes, lo que produce un blanqueamiento característico, particularmente en clastos con previa alteración a biotita. Estas brechas forman un

*stockwork* de vetillas con núcleos de turmalina, cuarzo, calcopirita, bornita y pirita, con halos de sericita y/o clorita que blanquean la roca caja, donde en algunos casos pueden estar mineralizadas (como en la Brecha Marginal) o bien son estériles. Pueden presentarse junto a brechas ígneas, de biotita y anhidrita en zonas de cobre hipógeno de alto grado al E y NE de la Brecha Braden (Skewes *et al.*, 2002).

### **2.2.1.5. Intrusivos Menores**

En esta clasificación se encuentran todos los cuerpos intrusivos de pequeña escala y extensión, con ocurrencia restringida y de menor importancia, de índices volumétricos no relevantes y de carácter parcialmente estéril. Corresponden a los últimos eventos intrusivos reconocidos en el yacimiento. A continuación se describirán los cuerpos intrusivos menores identificados en el depósito:

#### **2.2.1.5.1. Pórfido Latítico**

Definido por Howell y Molloy (1960) como latita porfídica, corresponden a diques anulares de poca potencia (2-15 m) y continuidad, emplazados alrededor de la Brecha Braden, formando cuerpos de cierta magnitud en profundidad, en la parte S del yacimiento y, también, forman parte de los clastos de la Brecha Braden. Estos últimos corresponden a masas autobrechizadas, con tamaños que varían desde algunos centímetros a decimétricos, disponiéndose tanto aisladamente como en acumulaciones, y ubicadas en la parte central de la estructura (Cuadra, 1986). Algunos de estos diques están dispuestos de manera concéntrica con una inclinación hacia el interior, formando un cono que rodea la Brecha Braden, mientras que otros se disponen de manera paralela a las orientaciones estructurales principales (NE-SW y NW-SE) (Maksaev *et al.*, 2004). Está compuesto por fenocristales de plagioclasa, biotita, anfíbol alterado y ojos de cuarzo, en una masa fundamental aplítica de cuarzo y feldespato, que alcanza hasta un 60% del volumen total de la roca. Es de coloración blanquecina característica, debido a la alteración a sericita, clorita y calcita (Cuadra, 1986). Si bien tiene mayor proporción de fenocristales de plagioclasa que el “Pórfido Dacítico El Teniente”, los análisis químicos indican que la latita es químicamente similar en composición al “Pórfido Dacítico El Teniente” y a la “Diorita Sewell” (Skewes *et al.*, 2002). Los anillos concéntricos son interpretados como inyecciones magmáticas a lo largo de fracturas del cono,

generadas por un cuerpo con mucha presión a profundidad, compuesto por magma félsico y rico en volátiles (Maksaev *et al.*, 2004).

Dataciones radiométricas de Ar/Ar realizadas por Maksaev (2001) le otorgan una edad de 4,8-4,4 Ma, lo que indicaría que fue emplazado después de la formación del Complejo Brecha Braden. Sin embargo, dataciones de K-Ar realizadas por Cuadra (1986) entregaron edades de 5,3 a 4,8 Ma, y junto a la ocurrencia de clastos de rocas latíticas en la Brecha Braden sugieren que por lo menos algunos pórfidos latíticos se emplazaron antes de la formación del Complejo Brecha Braden e incluso pudieron haber jugado un rol importante en la formación de la pipa (Skewes *et al.*, 2002).

#### **2.2.1.5.2. Diques de Cuarzo y Anhidrita**

Contienen cuarzo como mineral principal y, en menor proporción, anhidrita y sulfuros diseminados. Se encuentran distribuidos en abundancia en la zona N y W del depósito, con potencias que varían entre 10 cm a 3 m y con manto sub-vertical. Generalmente no desarrollan un halo de alteración de la roca caja y sus contactos son tajantes (Morales y Pereira, 1996).

#### **2.2.1.5.3. Diques de Andesita**

Compuestos por rocas de composición andesítica de coloración gris a negra con textura porfídica. Tienen forma tabular, con potencias de 0,52 a 1,0 m, rumbo N60°E y corrida de hasta 500 m. Atraviesan a la “Diorita Sewell” en el sector S de esta y no contienen mineralización hipógena (Cuadra, 1986).

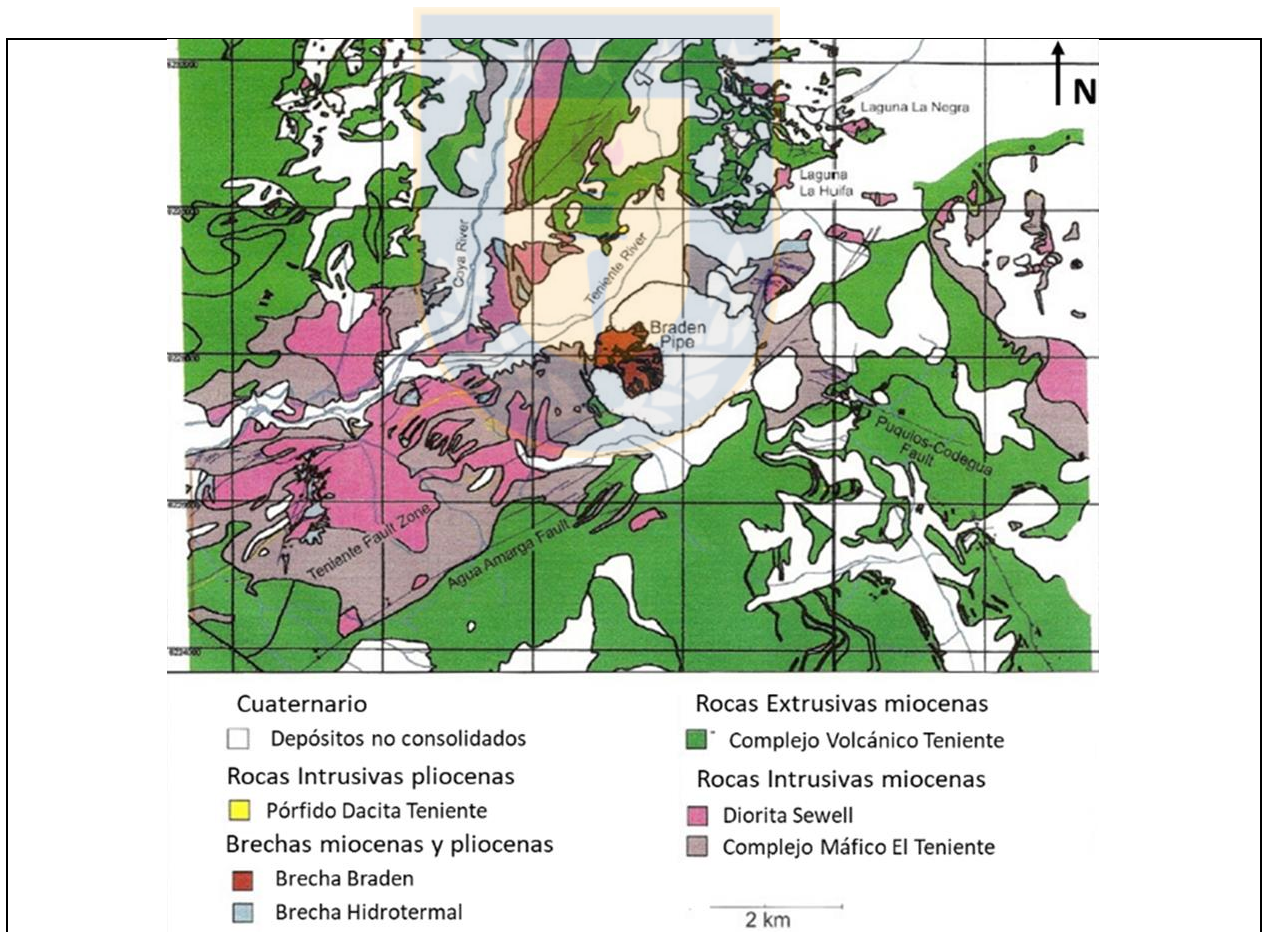
#### **2.2.1.5.4. Diques de Lampróvido**

Cuerpos tabulares de 0,5 a 2 m de potencia y con una orientación preferencial NE-SW que se caracterizan por la ocurrencia de fenocristales de hornblenda y plagioclasa del tipo andesina, inmersos en una masa cristalina afanítica de plagioclasa, anfíbol, óxidos de hierro y vidrio. Según su composición química pueden ser definidos como andesita, con SiO<sub>2</sub> entre 55,8 y 64,7 %wt (Skewes *et al.*, 2002). Atraviesan la Brecha Marginal y Brecha Braden, además de los cuerpos

intrusivos félsicos y al Complejo Máfico El Teniente, en la parte S del yacimiento, y no contienen mineralización hipógena de cobre. Dataciones radiométricas para este dique en isótopos de K/Ar (Cuadra, 1986) y Ar/Ar Makshev *et al.* (2004) entregaron edades casi idénticas de  $3,8\pm 0,3$  Ma y  $3,85\pm 0,18$  Ma respectivamente, las cuales son posteriores a todas las edades de procesos de alteración hidrotermal y mineralización en el yacimiento, constituyendo así, al ser un cuerpo post-mineral, la última actividad ígnea reconocida en el depósito (Cuadra, 1986; Maksev *et al.*, 2004).

### 2.2.2. Geología Estructural del Yacimiento

Según Garrido *et al.* (1994) el depósito está emplazado dentro de la Zona de Falla El Teniente (ZFT, Figura 2.8).

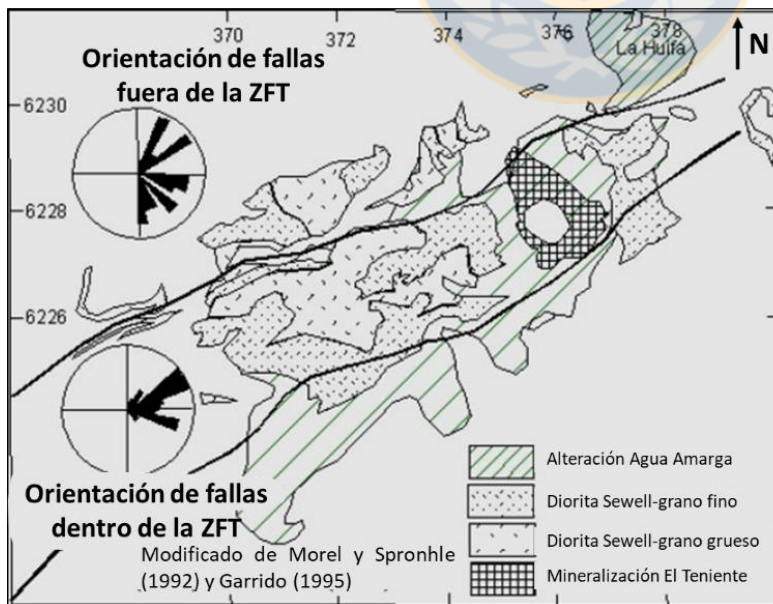


**Figura 2.8:** Mapa Geológico del área de ubicación la mina El Teniente. La Brecha Braden se encuentra cerca de la intersección de la zona de falla El Teniente (ZFT, Teniente Fault Zone en la figura) de orientación NE SW, la cual está ubicada entre el río El Teniente (Teniente River) y la falla Agua Amarga (Agua Amarga Fault), y la falla Puquios Codegua (Puquios Codegua Fault) de orientación NW-SE (Modificado de Skewes *et al.*, 2002)

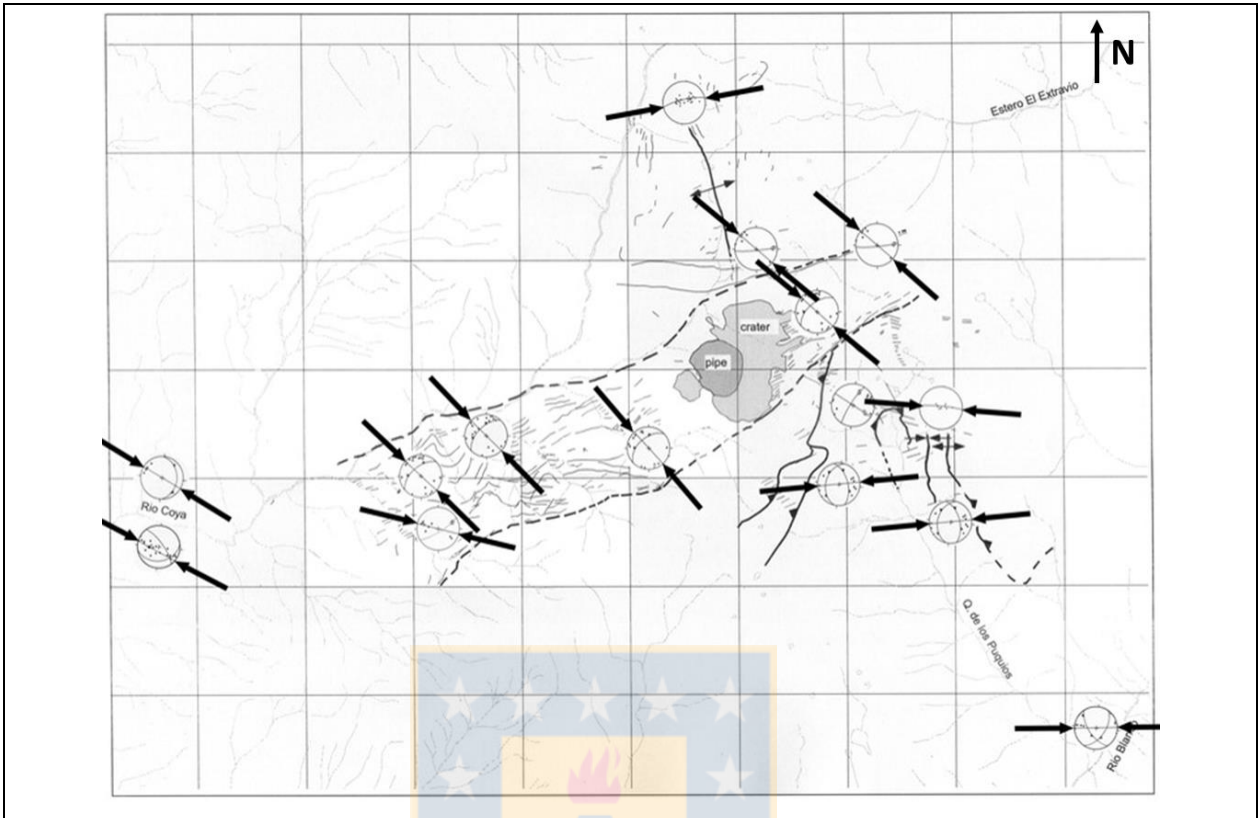
Corresponde a una compleja zona de cizalle de características distritales compuesta por tres sistemas estructurales de orientación preferencial aproximada  $N60^{\circ}E$  (Sistema NE-SW),  $N50^{\circ}W$  (Sistema NW-SE), ambas de manteo sub-vertical, y una tercera orientación de  $N20^{\circ}E$  dispuesta en *echelon* respecto a las dos primeras.

Los dominios estructurales corresponden a zonas que poseen la mayor frecuencia relativa de fallas, siendo la mayoría de estas fallas transcurrentes con manteo sub-vertical. Dentro de la mina estas fallas de rumbo se observan en altas frecuencias de fallas paralelas, de espesores variables, caracterizadas por su geometría anastomosada y sus desplazamientos centimétricos. La ZFT se ve como un bloque de 14 km de largo y 3 km de ancho (Figura 2.8) limitado por los valles del río Coya y río Teniente al N, y la falla Agua Amarga al S.

El arreglo estructural, independiente de las características litológicas, es completamente distinto entre las estructuras reconocidas dentro de la ZFT y las ubicadas fuera de ésta (Figura 2.9). Garrido (1995) define un eje de acortamiento de dirección  $N48^{\circ}W \pm 11^{\circ}$  en la ZFT, el cual no se reconoce fuera de sus límites y coincide con las direcciones principales de esfuerzos dentro de la zona de cizalle (Figura 2.10).



**Figura 2.9: Zona de Falla El Teniente (ZFT).** Fuera de la ZFT existe una gran variedad de orientaciones de fallas, mientras dentro de esta la orientación es acotada (Modificado de Garrido, 1995).



**Figura 2.10:** Direcciones de los esfuerzos principales (flechas negras) a partir de los vectores de deslizamiento de las fallas dentro y fuera de la ZFT. La dirección del esfuerzo principal dentro de la ZFT es de aproximadamente  $135^\circ$  (medida azimutal) y coincide con el eje de acortamiento determinado por Garrido (1995) (Modificado de Villaescusa y Windsor, 2006).

La estructura más característica del depósito corresponde a la Brecha Braden, emplazada en una zona de debilidad estructural (Ojeda *et al.*, 1980), donde en torno a ésta existen estructuras sobrepuestas de características lineales, tales como fallas de dirección principal NE-SW y, en menor medida, NW-SE, como también de características cónicas, como el conjunto de diques concéntricos de latita y lamprófito que mantean hacia el ápice de la chimenea (Reyes, 1979). El emplazamiento de la Brecha Braden y los intrusivos produjo un intenso fracturamiento en todas las rocas que conforman el depósito, dando origen a una densa red de vetillas altamente mineralizadas del tipo *stockwork*, con frecuencias máximas de hasta 40 vetillas por metro lineal cerca a los contactos con los intrusivos (Zuñiga, 1982).

En la mina El Teniente las estructuras pueden ser clasificadas según dos parámetros: 1) Tipo de relleno, pudiendo ser Tardimamgáticas, Hidrotermales Principales o Hidrotermales Tardías, o bien por 2) continuidad, donde se dividen en Distritales, Maestras, Mayores, Intermedias y Menores



(Tabla 2.2). Las estructuras más relevantes reconocidas en el yacimiento están asociadas al sistema principal de fallas de dirección NE-SW, con espesores variables de 5 a 120 cm, manteo sub-vertical y desplazamientos menores a un metro. Éstas son denominadas dentro del yacimiento como fallas maestras (Tabla 2.3) y son reconocidas en diversos niveles de la mina El Teniente.

**Tabla 2.2: Clasificación de Estructuras según su continuidad, mina El Teniente**  
(Modificado de Celhay *et al.*, 2006).

Tipo de Estructura	Continuidad	Espesor
Distrital	> 1.000 m	> 1 m
Maestra	> 500 m	5 cm < 120 cm
Mayor	100 m < 500 m (corta más de tres labores)	> 7 mm
Intermedia	4m < 100 m (corta hasta tres labores)	< 5 mm
Menor	< 4 m (no corta labor)	< 2mm

**Tabla 2.3: Clasificación de Estructuras Maestras mina El Teniente** (Modificado de Celhay *et al.*, 2006).

Estructura	Rumbo (°)	Manteo (°)	Traza (m)	Sector Productivo
Falla P	N 50-60 E	70-90	900	Ten 4 Sur y Ten 8
Falla N1	N 70-80 E	70-90	750	Sub-6 y Ten 8
Falla Teniente Sur 1	N 45-55 E	70-90	590	Ten 4 Sur
Falla B	N 50-65 W	80-90	570	Esmeralda y Ten 4
Falla C	N 75-85 E	60-70	540	Sub-6
Falla S	N 65-75 E	70-90	510	Ten 4 Sur
Falla G	N 75-85 E	60-90	510	Sub-6

En la mina primaria las estructuras se caracterizan por encontrarse selladas y con gran número de estructuras menores con trazas que alcanzan los 4 m y conforman un denso enrejado o *stockwork*,

por sobre estructuras de mayor traza. Por otro lado, en la mena secundaria, ubicada en sectores altos del yacimiento, el agua ha lixiviado algunos minerales lo que conlleva a un cambio en las propiedades originales de las estructuras tales como la pérdida del sellado natural, lo que permite la circulación de agua a través de ellas. Las vetillas pueden ser clasificadas según su espesor en vetas, vetillas y microvetillas (Tabla 2.4).

**Tabla 2.4:** Clasificación de vetillas según su espesor, Mina El Teniente (Modificado de Celhay *et al.*, 2006).

Estructura	Espesor	Características
Veta	> 3 mm	Rectilíneas de longitud mayor al lado de la preparación microscópica (4,5 cm).
Vetilla	1 < < 3 mm	Rectilíneas con longitud igual o mayor a 2,5 cm, con relleno continuo en toda su longitud.
Microvetilla	< 1 mm	Trazado generalmente rectilíneo, con longitud variable y relleno discontinuo.

### 2.2.3. Alteración y Mineralización

La mineralización del yacimiento El Teniente es producto de la superposición de diversos eventos de alteración y mineralización, directamente relacionados con el emplazamiento de los cuerpos intrusivos Pórfido Dacítico y Tonalita Sewell, a la génesis de la Brecha Braden en las rocas máficas intrusivas y volcánicas, y a la formación del anillo de brecha hidrotermal de turmalina (Howell y Molloy, 1960; Rojas, 2003). Como resultado de estos eventos de alteración se originan vetillas que, en un principio eran clasificadas según su mineralogía, textura y ubicación genética en: Tardimagmáticas (TM), Hidrotermales Principales (HP) e Hidrotermales Tardías (HT) (Tabla 2.5). Cuadra (1986) distingue cuatro etapas de mineralización hipógena, denominadas Tardimagmática, Hidrotermal Principal, Hidrotermal Tardía y Etapa Póstuma, seguida de una etapa Supérgena. Sin embargo, actualmente existe una nueva clasificación, más completa, para las vetillas (Superintendencia de Geología, 2003; Brzovic y Benado, 2003; Valenzuela, 2003), donde la categoría TM agrupa 8 clases de vetillas, sin halo o con halo silíceo o biotítico generalmente simétrico.

**Tabla 2.5: Principales minerales de etapas de Alteración -Mineralización Hipógenas, El Teniente**  
(Modificado de Estudio de Factibilidad Proyecto Nuevo Nivel Mina, 2010).

Etapa	Tardimagmática (TM)	Hidrotermal Principal (HP)	Hidrotermal Tardía (HT)
Mineralogía	Cuarzo, biotita, anhidrita, clorita, turmalina, calcopirita, pirita, magnetita, bornita y molibdenita.	Cuarzo, sericita, clorita, anhidrita, calcopirita, pirita y molibdenita.	Anhidrita, cuarzo, sericita, turmalina, yeso, siderita, ankerita, clorita, calcoirita, bornita, pirita, molibdenita, tetraedrita-tenantita, blenda y galena.

La categoría HP agrupa a 4 clases que se diferencian de la HP y TM 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. Finalmente, la categoría HT agrupa 3 clases y se diferencia de la HT y TM por la aparición de nuevos minerales no metálicos (carbonatos, yeso, turmalina), y metálicos (tenantita), donde las vetillas presentan un mayor grado de complejidad y variabilidad (Tabla 2.6)

Las etapas de alteración y mineralización identificadas por Cuadra (1986) son descritas en detalle en la Tabla 2.7.

### 2.2.3.1. Etapa Tardimagmática (TM)

Está relacionada con las últimas fases de consolidación de la Diorita Sewell y del Pórfido Teniente. Se expresa como una alteración potásica, que afecta a los intrusivos y sus rocas encajantes, caracterizada por feldespato potásico y biotita, con cantidades menores de anhidrita, cuarzo, clorita, albita, turmalina y sericita. En general, se desarrolla a partir de vetillas de cuarzo, feldespato potásico, anhidrita y sulfuros, produciendo una alteración de carácter macizo, que afecta a toda la roca.

**Tabla 2.6: Clasificación de vetillas mina El Teniente.** Notas: Tipo 1= Microvetillas, Tipo 2=Vetillas, Tipo 3= Vetas, Anh: Anhidrita, Bio: Biotita, Bo: Bornita, Cb: Carbonatos, Cpy: Calcopirita, Clo: Clorita, Qz: Cuarzo, Ep: Epidota, Mt: Magnetita, Moly: Molibdenita, Py: Pirita, Tete: Tenantita-Tetrahedrita, Tur: Turmalina, Ys: Yeso (Brzovic y Benado, 2003).

Clase	Mineralogía Típica	Mineralogía Distintiva	Halo	Características Diagnósticas	Tipo	
Categoría TM	V1	Mt	Mt	Silicio	Magnetita, Halo deslavado	1 a 2
		±qz±bio				
		±(anh)±(cpy)±(clo)				
	V2	qz-bio-anh-clo	qz-bio	Sin halo	Sin halo, bordes nítidos, qz-bio	2
		±cpy±py±bo				
		±(moly)				
	V3	qz-bio-anh-clo	qz-bio-clo	Silicio o silicio-clorítico, ±bio diseminada	Halo difuso. Qz-bio-clo. Bio-clo en suturas o bandas	1 a 2
		±cpy±py±bo				
	V4	Anh	Anh mayoritaria	Silicio-biotítico	Anh, halo	1 a 2
		bio±cpy				
±(moly) ±(bo) ±(qz)						
V5	Qz	Qz mayoritaria	Sin halo	Vetillas de bordes nítidos, sin halo, stockwork denso, sulfuros diseminados	1 a 3	
	±anh±bio±cpy±moly±bo					
	±(py)±(clo)					
V6	Anh	Anh mayoritaria	Sin halo	Vetillas de bordes nítidos, sin halo, stockwork denso, sulfuros diseminados	1 a 3	
	±qz±bio±cpy±moly±bo					
	±(py)±(clo)					
V7	cpy y/o bo y/o py y/o moly	Sulfuros mayoritarios	Sin halo	Vetillas de bordes nítidos, sin halo, stockwork denso, microvetillas	1 a 3	
	±anh±qz±bio					
V8	Tur	Tur mayoritaria	Sin halo	Vetilla de bordes nítidos, sin halo	1 a 2	
	±anh±qz					
	±(cpy)±(moly)±(bo)±(py)					
Categoría HP	V9	Mt	mt mayoritaria	Sericitico-clorítico, ±cpy y/o py diseminada	Halo simple o asimétrico, con o sin clo diseminada	1 a 3
		cpy±pymoly±qz±anh				
	V10	cpy y/o py	Cpy y/o py mayoritaria	Sericitico-clorítico, con cpy y/o py diseminada	Halo bandeado o simple, con sulfuros diseminados	1 a 3
		qz±anh±moly				
V11	cpy y/o py	Cpy y/o py mayoritaria	Sericitico-clorítico	Halo bandeado semi-complejo con bordes difusos	1 a 3	
	qz±anh±moly					
V12	cpy y/o py	Cpy y/o py mayoritaria	Cuarzo-sericitico-clorítico	Doble halo o halo complejo con mineralización diseminada	1 a 3	
	qz±anh±moly					
Categoría HT	V13	cpy-bo-moly-tete-py	Sulfuros mayoritarios	Silicio-sericitico-clorítico	Variedad mineralógica de sulfuros, Halo desarrollado y difuso	2 a 3
		qz±anh±vb±tur				
		±(ys)±(clo)				
	V14	cb y/o ys y/o anh	Carbonatos y sulfuros	Silicio-sericitico-clorítico	Halos desarrollados y difusos. Mineralización abundante, carbonatos y sulfatos	2 a 3
		cpy±clo±bo±moly				
		±(tete)±(qz)				
V15	tur-anh	Tur mayoritaria	Silicio-sericitico-clorítico	Halos desarrollados y difusos. Mineralización abundante, Tur	1 a 3	
	cpy±cb±ys±qz±py±ep					
	±(bo)±(moly)±(tete)					

**Tabla 2.7: Etapas de alteración y mineralización hipógenas principales en el yacimiento El Teniente**  
(Modificado de Cuadra, 1986).

Etapa	Características Generales	Mineralogía Principal	Relacionada a	Temperatura Formación (°C)
Tardimagnética	Alteración potásica en vetillas (cuarzo-feldespatos, potásico-anhidrita) y en forma maciza (pertización y silicificación en intrusivos; biotización en andesitas, con clorita hacia la periferia). Conforman zonas de mayor intensidad en un esquema concéntrico al Pórfido Teniente, en la parte norte y en el borde del intrusivo diorítico.	Cuarzo, anhidrita, feldespatos potásicos (pertita), biotita, clorita. Calcopirita, bornita, molibdenita, pirita.	Consolidación de los intrusivos Diorita Sewell y Pórfido Teniente	450-650
Hidrotermal Principal	Alteración fílica desarrollada a partir de vetillas de sulfuros, generando halos de alteración cuarzo-sericita-clorita de ancho variable. Las zonas de mayor intensidad conforman franjas dispuestas en forma simétrica al Pórfido Teniente, en las Andesitas. También se desarrolla en la Diorita Sewell como vetillas y en forma maciza.	Cuarzo, sericita, clorita, anhidrita. Calcopirita, pirita, molibdenita.	Reacción de los fluidos tardimagnéticos con, aguas meteóricas.	250-450
Hidrotermal Tardía	Alteración fílica que afecta a los clastos de la Brecha Marginal y en vetillas en forma similar a la anterior, pero de menor intensidad. Se desarrolla a partir de la Brecha Marginal extendiéndose unos 100-150 m en una zona concéntrica a esta.	Anhidrita, cuarzo, sericita, trumalina, yeso, ankerita, siderita, baritina, clorita, epidota. Calcopirita, bornita, pirita, molibdenita, tennantita.	Fluidos hidrotermales, generados por el emplazamiento de la Brecha Marginal.	300
Póstuma	Principalmente alteración sericita-calcita, restringida a la Brecha Braden, en vetillas de poca frecuencia y afectando a la matriz y a los clastos de la brecha.	Sericita, calcita, yeso, cuarzo, siderita, ankerita, baritina, anhidrita, turmalina. Pirita calcopirita, molibdenita, blenda, galena, tennantita.	Fluidos hidrotermales asociados con la formación de la Brecha Braden.	250-300

En los intrusivos mayores, se caracteriza por una pseudo-pertitización de las plagioclasas y la formación de cúmulos irregulares de biotita. Su distribución es diferente en ambos intrusivos, siendo de mayor intensidad en la costra porfídica de la Diorita Sewell, decreciendo hasta su núcleo, en tanto que presenta una zonación centralizada en el pórfido dacítico, con intensidad decreciente a partir de éste. En las andesitas, se expresa principalmente por una biotitización intensa, que les da coloración negra. En la periferia del yacimiento, la biotita es reemplazada en forma transicional por clorita, conformando una zona circundante de alteración propilítica, junto con minerales como epidota y calcita, pasando gradualmente hacia rocas frescas (Villalobos, 1975). La mineralización asociada a la etapa tardimagmática ocurre en vetillas y en forma diseminada, con marcada zonación en torno al pórfido dacítico, con un núcleo rico en bornita, una zona intermedia con predominio de calcopirita y una zona periférica con pirita con abundante magnetita diseminada, constituyendo la pirita casi el único sulfuro de la zona propilítica. En el sector S del yacimiento, predomina la calcopirita gradando a pirita hacia los márgenes (Zuñiga, 1982; Cuadra, 1986). La alteración potásica tardimagmática afecta de diferente manera a los cuerpos de roca en el yacimiento. En la Tonalita (“Diorita Sewell”) se manifiesta principalmente por el reemplazo de los cristales de plagioclasa por feldespato potásico, la ocurrencia de biotita secundaria y la presencia de feldespato potásico y biotita en la masa fundamental, mientras que en el Pórfido Dacítico (“Pórfido Teniente”) se desarrolla a partir de la formación de biotita secundaria, vetillas de cuarzo y feldespato potásico (reemplazo pertítico de cristales de plagioclasa). Finalmente, la alteración tardimagmática en el Complejo Máfico El Teniente se caracteriza por la presencia de biotita secundaria, feldespato potásico, albita y cuarzo.

### **2.2.3.2. Etapa Hidrotermal Principal (HP)**

Se sobreimpone a la etapa tardimagmática y está caracterizada por la asociación de cuarzo, sericita, clorita y anhidrita. Se desarrolla a partir de vetillas de orientación principal NE-SW, y, en menor medida, NW-SE, constituyendo el relleno y los halos de alteración los que comúnmente no afectan a toda la roca. Los sulfuros asociados corresponden a calcopirita y pirita, encontrándose diseminados en halos y/o formando parte del relleno de las vetillas. El volumen de roca afectada por esta alteración está relacionado con la frecuencia de vetillas, el ancho de éstas y sus respectivos

halos. Tiene una zonación de franjas de tendencia N-S, con una zona de máxima intensidad en las andesitas al E y al W del Pórfido Dacítico (Zuñiga, 1982; Cuadra, 1986).

Está asociada a la reacción de los fluidos tardimagmáticos con aguas meteóricas y se superpone como franjas de alteración fílica al Pórfido Dacítico, con una asociación característica de cuarzo, sericita, anhidrita y clorita, con calcopirita y pirita diseminada en halos (asociación presente también en el Complejo Máfico El Teniente). Por otro lado, los Pórfidos Dioríticos del sector central y N presentan en su parte superior una alteración cuarzo-sericítica intensa, la que también se desarrolla a partir de vetillas de sulfuros, generando halos de alteración de cuarzo, sericita y clorita de ancho variable, los cuales pueden llegar a obliterar las texturas y alterar los minerales ferromagnesianos a sericita. Esta alteración es muy intensa en los sectores brechizados de la mina

#### **2.2.3.3. Etapa Hidrotermal Tardía (HT)**

Asociada a los fluidos hidrotermales originados junto a la formación de la Brecha Marginal y está expresada como la alteración cuarzo-sericítica de sus clastos y como vetas y vetillas con relleno de anhidrita, yeso, turmalina, siderita, cuarzo y un halo de alteración cuarzo-sericita-clorita-calcita, distribuidas en una franja concéntrica a la chimenea de brechas, de 100-150 m de ancho. Los sulfuros son: molibdenita, calcopirita, bornita, pirita y tennantita-tetraedrita (Cuadra, 1986).

#### **2.2.3.4. Etapa Póstuma**

Última etapa hipógena, está relacionada con la consolidación de la Brecha Braden y constituida principalmente por una asociación de sericita, calcita y pirita, en el cemento, y como alteración sericítica de la fracción clástica. También se produce el relleno de estructuras planares y de cavidades con minerales de baja temperatura, tales como yeso, ankerita, siderita, baritina, blenda, galena, cuarzo, junto con calcopirita, pirita, tetraedrita, anhidrita y turmalina. Es frecuente el relleno euhedral de cavidades dentro de la Brecha Braden, entre las cuales destaca una caverna de 300 m<sup>3</sup> en el nivel Teniente 6, mientras que la frecuencia de vetillas en la Brecha Braden es más bien baja (Cuadra, 1986).

### 2.2.3.5. Etapa Supérgena

Etapa final de mineralización y alteración, donde se generó una cuenca de escurrimiento subterráneo produciendo, de arriba hacia abajo, las zonas de lixiviación, oxidación y enriquecimiento secundario, respectivamente. El escurrimiento fue controlado por la permeabilidad relativa de las rocas y, en este sentido, la Brecha Braden, a causa de su menor fracturamiento y, en menor medida, el Pórfido Teniente, actuaron como barreras naturales dando como resultado una cuenca denominada Cuenca Secundaria, de forma curva, que envuelve al cuerpo de brechas y drena hacia la quebrada Teniente, al NE. Los principales efectos de este proceso son la lixiviación de anhidrita, tanto en vetillas como diseminada y de los sulfuros primarios como calcopirita, bornita y pirita, principalmente, cuyo contenido de cobre fue solubilizado, y posteriormente, depositado en niveles inferiores, constituyendo el enriquecimiento secundario (Figura 2.11), que duplica la ley de cobre original, en tanto que el hierro que contienen permanece parcialmente cerca de la superficie, bajo la forma de limonitas (goethita y jarosita), constituyendo el extenso recubrimiento lixiviado, con un máximo de 3 km de diámetro (Cuadra, 1986).

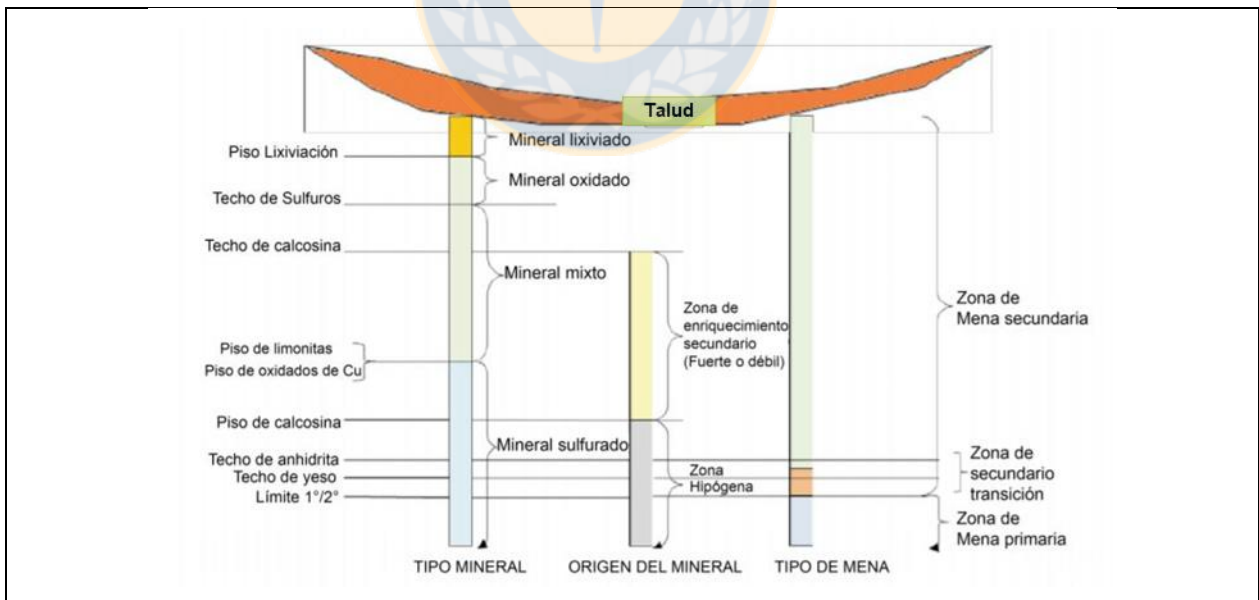


Figura 2.11: Perfil esquemático de enriquecimiento secundario en El Teniente (SGL-I-123/2003).



Al mismo tiempo, se produce alteración argílica, caracterizada por alófono y caolinita, con cantidades menores de montmorillonita, alunita y sericita (Camus, 1975). La Cuenca Secundaria alcanza una profundidad de entre 100 a 600 m, con un nivel de enriquecimiento secundario de 100-500 m de espesor, cuyo mineral característico es la calcosina, con menor proporción de covelina, cobre nativo y cuprita. En la parte superior del enriquecimiento se encuentran, en forma subordinada, minerales oxidados como crisocola, malaquita, borhcantita, antlerita, azurita y calcofilita (Cuadra, 1986).



### 3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MINA EL TENIENTE

La mina El Teniente comenzó su explotación industrial el año 1906 y desde entonces ha utilizado diversos métodos de explotación en los sectores productivos ubicados en la zona supérgena, tales como el “Realce sobre Mineral” combinado con “Hundimiento de Pilares” (*Shrinkage Stopping & Pillar Caving*) hasta el método más actual denominado “Hundimiento de Bloques” (*Block Caving*), donde en este último el traspaso de material explotado se realiza de manera manual o semi-mecanizado. Sin embargo, una vez explotado el mineral secundario, los sectores productivos comenzaron a profundizarse cada vez más para mantener la producción de la mina, alcanzado la roca primaria con mineralización hipógena, lo que conlleva a un cambio de las propiedades físico-mecánicas de la roca, siendo ésta mucho más competente, masiva y de difícil fragmentación. Este cambio reológico significó que las operaciones mineras, a partir de 1982, donde el método hasta entonces utilizado era del tipo “Hundimiento de Bloques” cambiara hacia el método de “Hundimiento de Paneles” (*Panel Caving*), en el que el traspaso de material es mecanizado y con una incorporación continua del área hundida al nivel de producción (frente de hundimiento dinámico) (Saavedra, 2007).

A continuación se describirán los principales métodos de explotación minera existentes en El Teniente.

#### 3.1.1. Método de Hundimiento de Bloques

Técnica en la que la gravedad es utilizada en conjunto con los esfuerzos internos de la roca para fracturar y romper el macizo rocoso en secciones, que puedan ser manipuladas por los mineros. El concepto de “bloque” se refiere a la disposición o forma en que el cuerpo mineralizado es dividido en grandes secciones de varios miles de metros cuadrados. La excavación del macizo rocoso es inducida mediante el socavamiento de un bloque, donde la sección de roca directamente bajo este es fracturada mediante explosivos, lo que destruye su capacidad de soportar la roca sobreyacente. La fuerza de gravedad, del orden de millones de toneladas, actúa sobre el bloque situado sobre la zona fracturada y debilitada por explosivos, lo que causa la propagación de las fracturas hasta que

el bloque completo se encuentre afectado. Una presión continua fragmenta la roca en pedazos más pequeños que se canalizan a través de puntos de explotación donde el mineral es manipulado mediante máquinas de *Load-Haul-Dump* (*LHD*, máquinas cargadoras de transporte y descarga de minería subterránea) (Hamrin, 2001).

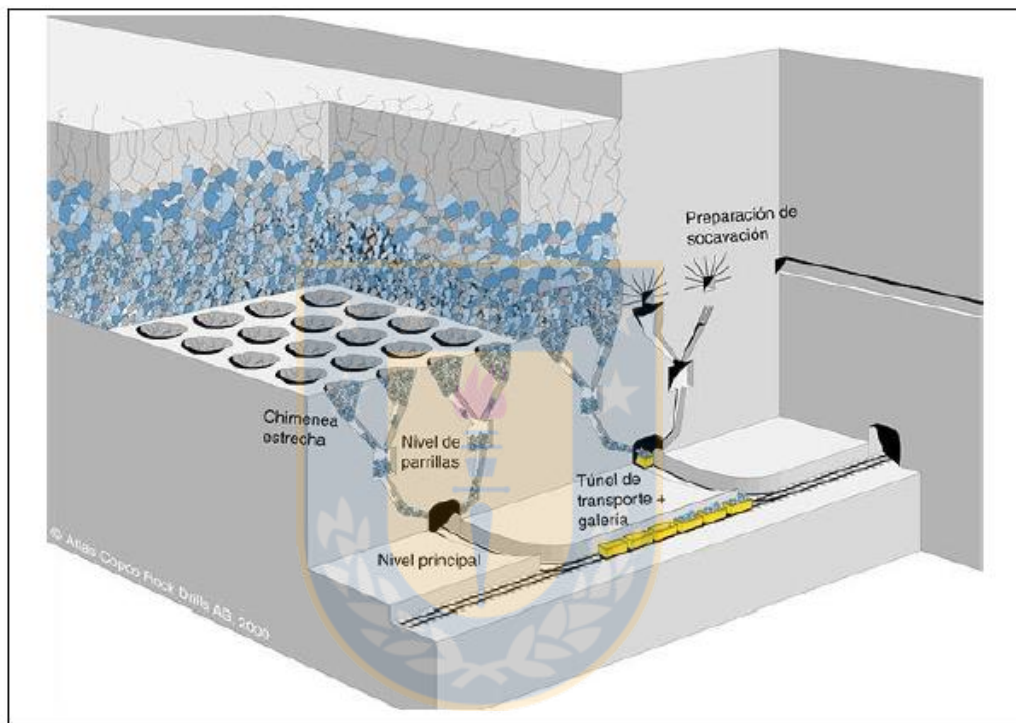
El Hundimiento de Bloques es una técnica de producción de gran escala aplicable a cuerpos masivos de baja ley que cumplan las siguientes características: 1) grandes dimensiones horizontales y verticales, 2) un macizo rocoso que pueda fracturarse en secciones de tamaño manipulable, y 3) una superficie que pueda hundirse. Debido a estas condiciones específicas, este método está limitado a tipos particulares de depósitos minerales, tales como depósitos de hierro, cobre de baja ley, molibdeno y pipas de kimberlitas con diamantes.

El desarrollo del Hundimiento de Bloques con un flujo gravitacional convencional involucra los parámetros que se indican a continuación (En orden descendente en nivel de cota): a) un nivel de hundimiento donde el macizo rocoso bajo el bloque es fracturado por explosiones; b) puntos de extracción bajo los socavones que reúne la roca fragmentada en conductos o “dedos” alargados, estos mismos conductos que llevan la roca a los *grizzlies* o parillas (rejillas dispuestas en las aperturas de los conductos que previenen la caída de secciones de roca de grandes dimensiones); c) un nivel de *grizzlies* donde las rocas de tamaños superiores al permitido son capturadas y fracturadas, d) un nivel más bajo de conductos ramificados que reúnen mineral de una gran área del nivel de hundimiento que canalizan el mineral desde los *grizzlies* a las rampas dispuestas en el nivel de acarreo, donde en éste último el material es preparado para el transporte en tren y carga de rampa (Figura 3.1).

Las aberturas bajo el bloque están sujetas a una gran carga interna de esfuerzos. Al usar esta técnica, las galerías y otras aperturas son excavadas con la menor cantidad de secciones transversales posibles. Además, son necesarios muchos revestimientos de hormigón y pernos de roca para así asegurar la integridad de las galerías y las aberturas de los puntos de extracción.

Después finalizar el socavamiento, el macizo rocoso sobre éste comienza a fracturarse, y los fragmentos son reunidos en puntos de extracción y posteriormente canalizados a niveles inferiores

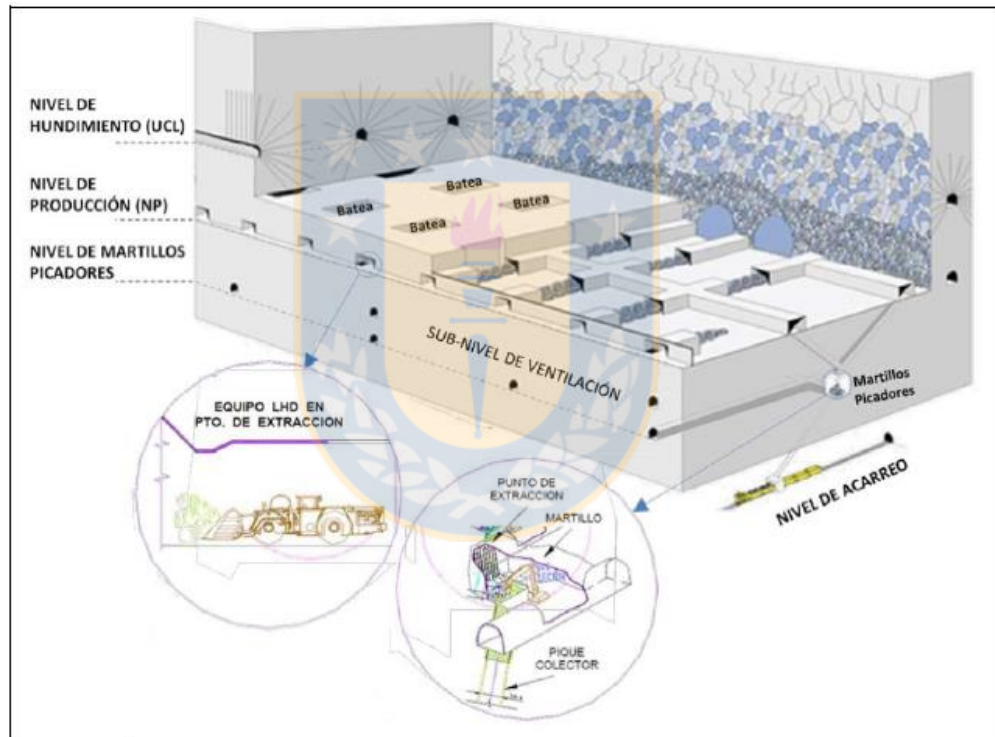
a través de conductos, manteniendo un flujo constante del paso de material para cada bloque explotado. Teóricamente, no se necesita de explosiones ni perforaciones para la producción, no obstante, en la práctica usualmente es necesario asistir el fracturamiento del macizo rocoso con explosivos dispuestos en perforaciones realizadas espaciadamente una de otra, donde los bloques generados generalmente bloquean e interrumpen el flujo en los canales, y en algunos casos, los bloques más grandes quedan colgados en el canal, los cuales son difíciles y peligrosos de derribar.



**Figura 3.1:** Esquema simplificado del método Hundimiento de Bloques (Modificado de Hamrin, 2001).

Originalmente, esta técnica dependía solamente del flujo gravitacional para llevar el material al nivel de transporte, con la característica que en la ubicación de los *grizzlies* un trabajador, mediante un martillo o combo, fracturaba manualmente la roca para que pudiese caer a niveles inferiores. Actualmente las minas se han adaptado al punto de mecanizar las acciones, utilizando *LHD* en los puntos de extracción, lo que conllevó a añadir conductos de ventilación para eliminar los gases producidos por estas máquinas. Los *LHD* son capaces de manipular grandes rocas, mientras que los bloques de tamaño excesivo son fragmentados en los mismos puntos de extracción (Figura 3.2). El Hundimiento de Bloques es un método económico y eficiente de producción minera siempre y cuando las condiciones del macizo rocoso sean favorables, donde los requerimientos de

perforaciones y estallidos son mínimos, obteniendo como resultado un gran volumen de material. Sin embargo, el comportamiento del macizo rocoso y las condiciones para las excavaciones son difíciles de predecir al momento de planear la explotación de una mina usando esta técnica. En el caso de El Teniente, el cambio reológico del macizo rocoso al llegar a zonas más profundas, con roca primaria más compacta y menos fracturada tuvo como consecuencia modificar el método a otro similar denominado Hundimiento de Paneles, el cual es capaz de conllevar la producción en roca primaria. Otros factores como la extensa producción y el tiempo que se tarda antes de que esta comience deben ser considerados al comparar el Hundimiento de Bloques con otros (Hamrin, 2001).



**Figura 3.2:** Cargadores *LHD* y martillos picadores en nivel de producción, Mina El Teniente (Modificado de Hamrin, 2001).

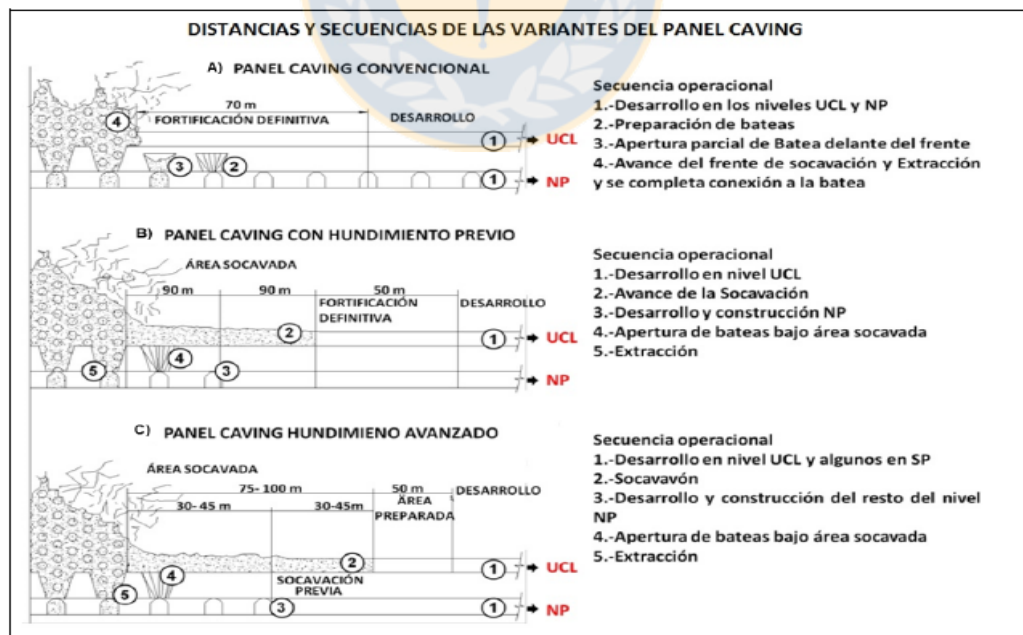
### 3.2. Método de Hundimiento de Paneles

Es una variante del método de Hundimiento de Bloques, donde bloques consecutivos de menor dimensión se hunden en forma continua manteniendo un frente de hundimiento único, evitando así la dilución lateral y los esfuerzos de relajación producidos en el método convencional de

hundimiento. Esta evolución en el tiempo ha sido consecuencia de que los yacimientos actuales ya no están emplazados en rocas secundarias, con alta frecuencia de fracturas, lo que conlleva a ciertas modificaciones en el método, tales como: a) mayor mecanización con equipos *LHD* de mayor capacidad, b) mallas de extracción más espaciadas, c) infraestructura de mayor tamaño que provoca grandes excavaciones subterráneas. Se ha producido un agotamiento en los bloques de roca secundaria de alta ley, lo que hace necesario explotar sectores de roca primaria de baja ley, por lo que se debe mover una mayor cantidad de mineral para extraer la misma cantidad de fino (Fuenzalida, 2010). Según las características geotécnicas imperantes en las labores, este método tiene ciertas modificaciones que serán descritas a continuación.

### 3.2.1. *Panel Caving* Convencional

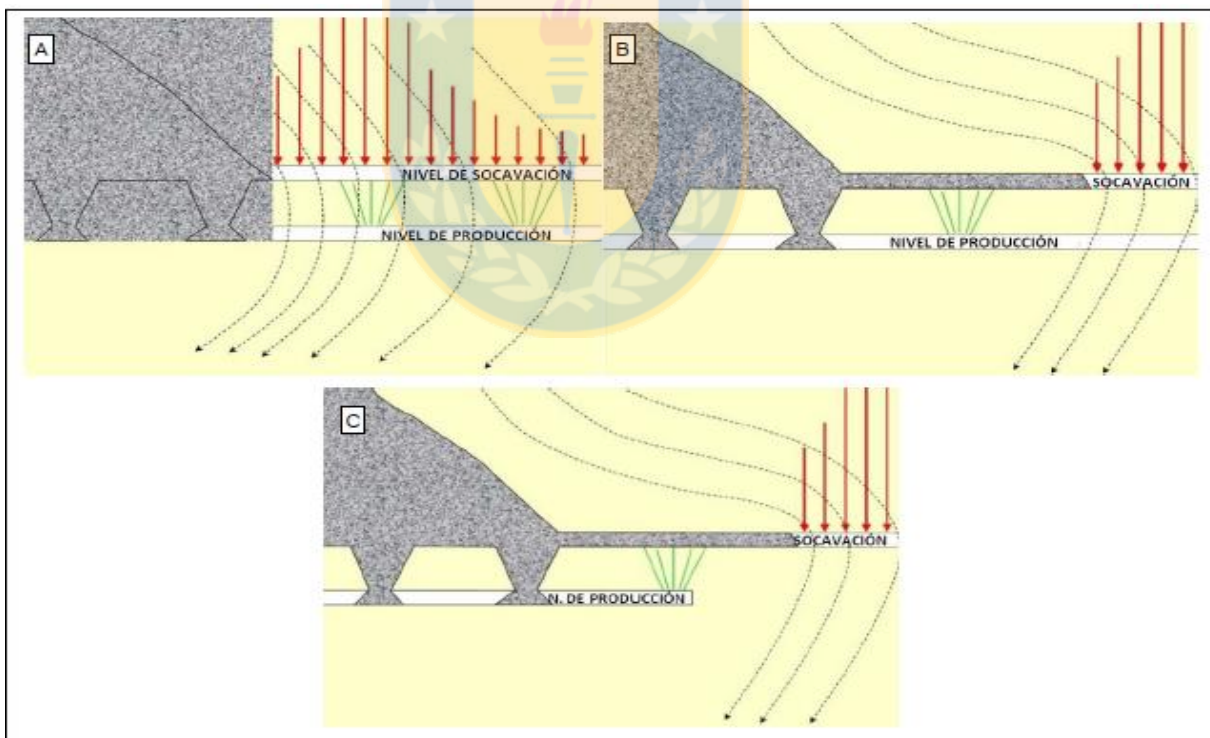
Corresponde al método clásico, en el que prácticamente no hay diferencia entre el frente de excavación, limitado por la última línea de bateas incorporadas a producción, y el frente de socavación, asociado al avance del corte basal en el nivel de hundimiento. La secuencia de desarrollo de labores utilizada en esta metodología (Figura 3.3) se detalla a continuación:



**Figura 3.3:** Esquemas de *Panel Caving* y sus variantes con la secuencia operacional de cada uno.: A: *Panel Caving* Convencional. B: *Panel Caving* con Hundimiento Previo. C: *Panel Caving* con Hundimiento Avanzado UCL: *Undercut Level* (Nivel de Hundimiento) NP: Nivel de Producción (Sepúlveda, 2017).

1. Desarrollo labores Niveles de Producción y de Hundimiento.
2. Aperturas de bateas de extracción.
3. Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de hundimiento hacia las bateas abiertas.
4. Inicio de extracción.

Dada la secuencia constructiva, al desarrollarse las labores del nivel de producción por delante del frente de hundimiento, éstas se ven sometidas a la zona de *abutment stress* o Zona de Transición (Figura 3.4), donde se genera un impacto en el pilar corona del nivel de producción, que se vería intensificado una vez se produzca la apertura de las bateas.



**Figura 3.4:** Esquema de la condición de esfuerzos en las variantes del método de *Panel Caving*. Las flechas rojas representan la zona de *abutment stress* (zona de transición) y las flechas negras segmentadas la trayectoria de los esfuerzos principales en relación al método usado. A: *Panel Caving* Convencional. B: *Panel Caving* con Hundimiento Previo. C: *Panel Caving* con Hundimiento Avanzado, Karzulovic (1998, en De Los Santos, 2011).

### 3.2.2. Panel Caving con Hundimiento Previo

Basado en el conocimiento adquirido en la explotación de roca primaria con el *Panel Caving* Convencional durante más de 20 años en El Teniente, se ha observado que el proceso de avance del frente es la principal fuente productora de daños en las galerías de niveles inferiores, producto de la gran concentración de esfuerzos que se forman en el nivel de producción (Saavedra, 2007). Debido a esto, se generó una variante de este método denominada “Hundimiento Previo” (*Pre-Undercut*) (Figura 3.3 B), que consiste en avanzar por adelantado con el frente de socavación – hundimiento respecto a la preparación de niveles inferiores (detrás del frente y bajo el área socavada–hundida), reduciendo así el grado de daño de las galerías ubicadas bajo el Nivel de Hundimiento y la ocurrencia de estallido de roca asociado al paso del frente, debido a que la Zona de Transición (zona que concentra gran cantidad de esfuerzos y sismicidad en la mina) se ubica en un área donde las galerías de niveles inferiores no han sido desarrolladas (Figura 3.5 y 3.6) (Saavedra, 2007). A diferencia del método convencional, la secuencia constructiva de labores para esta variación (Figura 3.3 B) es la siguiente:

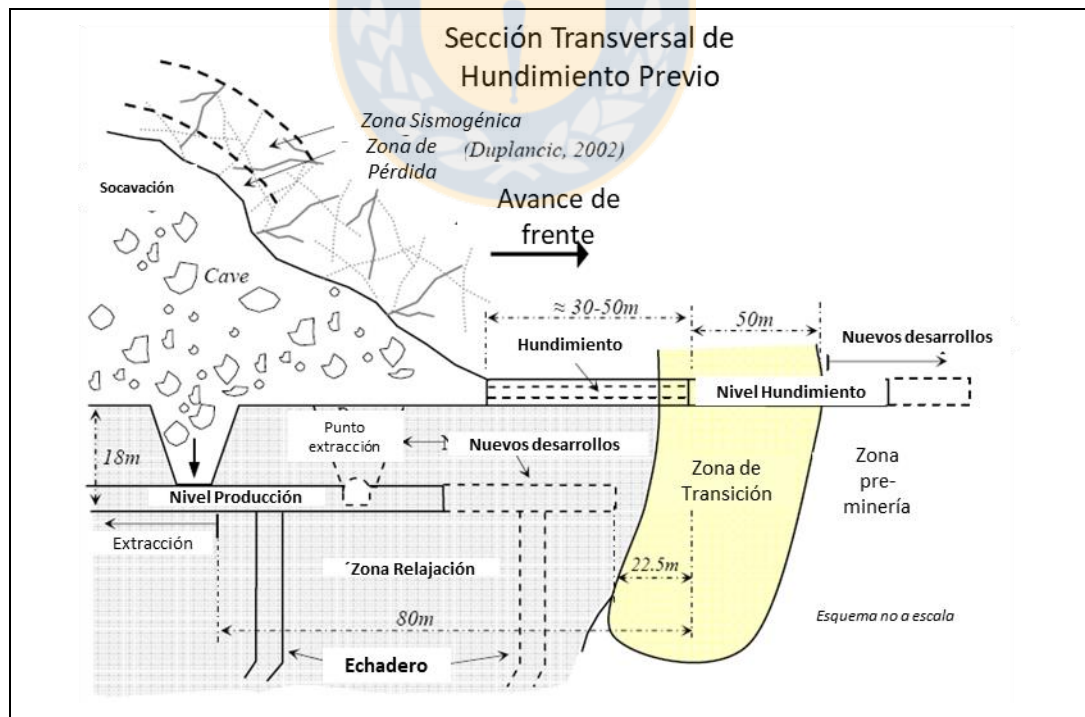
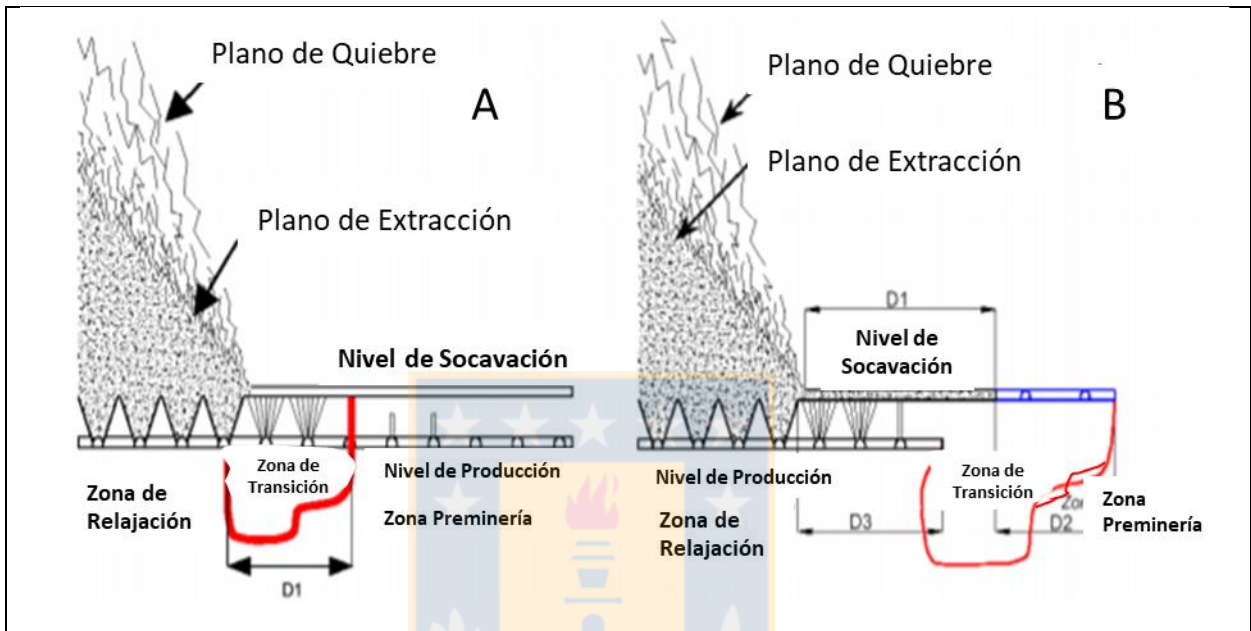


Figura 3.5: Sección Transversal del Método de *Panel Caving* con Hundimiento Previo (Modificado de Brzovic y Villaecusa, 2007).



1. Preparación de labores en el Nivel de Hundimiento.
2. Tronadura de socavación en el Nivel de Hundimiento avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.



**Figura 3.6:** Comparación de esquemas de *Panel Caving*. A: *Panel Caving* Convencional. B: *Panel Caving* con Hundimiento Previo (Modificado de Saavedra, 2007).

3. Preparación de labores en el Nivel de Producción.
4. Apertura de bateas bajo área socavada.
5. Inicio de extracción.

La principal característica del método es el desarrollo de todas las labores del nivel de producción bajo un área completamente socavada, hasta una distancia de seguridad por detrás del frente de socavación, permitiendo así que la concentración de esfuerzos que se forma por delante y hacia debajo de dicho frente tiene un efecto mucho menor en las instalaciones del nivel de producción (Figura 3.3 B).

### 3.2.3. *Panel Caving* con Hundimiento Avanzado

En este método la socavación en el Nivel de Hundimiento se realiza sobre un nivel de producción parcialmente desarrollado (Figura 3.3 C). La secuencia de desarrollo de labores se describe a continuación:

1. Desarrollo de labores del Nivel de Hundimiento, y de algunas del nivel de producción. Generalmente sólo se construyen las calles de producción.
2. Tronadura de socavación en el Nivel de Hundimiento avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.
3. Desarrollo de las labores restantes del Nivel de Producción en el sector bajo el área socavada.
4. Apertura de bateas.
5. Inicio de extracción.

En este caso, las bateas son preparadas en una zona relajada del punto de vista geotécnico (Figura 3.3 C), ya que la zona de transición se forma delante del frente de hundimiento, pero las bateas no se abren hasta que se ubican bajo el área socavada y a cierta distancia del frente de socavación. El daño final en los pilares del Nivel de Producción es menor que en caso del *Panel Caving* Convencional, ya que el desarrollo de labores y bateas se realiza después del paso del frente de socavación. Actualmente, la tendencia en el diseño minero es seleccionar esta variación del método de *Panel Caving* para poder aprovechar sus ventajas, principalmente en cuanto a la reducción de los niveles de fortificación y a la mayor productividad del método.

## 4. PROYECTO NUEVO NIVEL MINA

### 4.1. Generalidades

El Proyecto Nuevo Nivel Mina (PNNM) de El Teniente corresponde a una explotación subterránea que contempla extraer reservas ubicadas bajo los niveles Teniente Sub-6 (cota 2.101 m) y Esmeralda (cota 2.210 m), con una cota del Nivel Hundimiento de 1.880 m (Figura 4.1), lo que lo sitúa a 100 m bajo el nivel más profundo de la mina (Teniente 8).

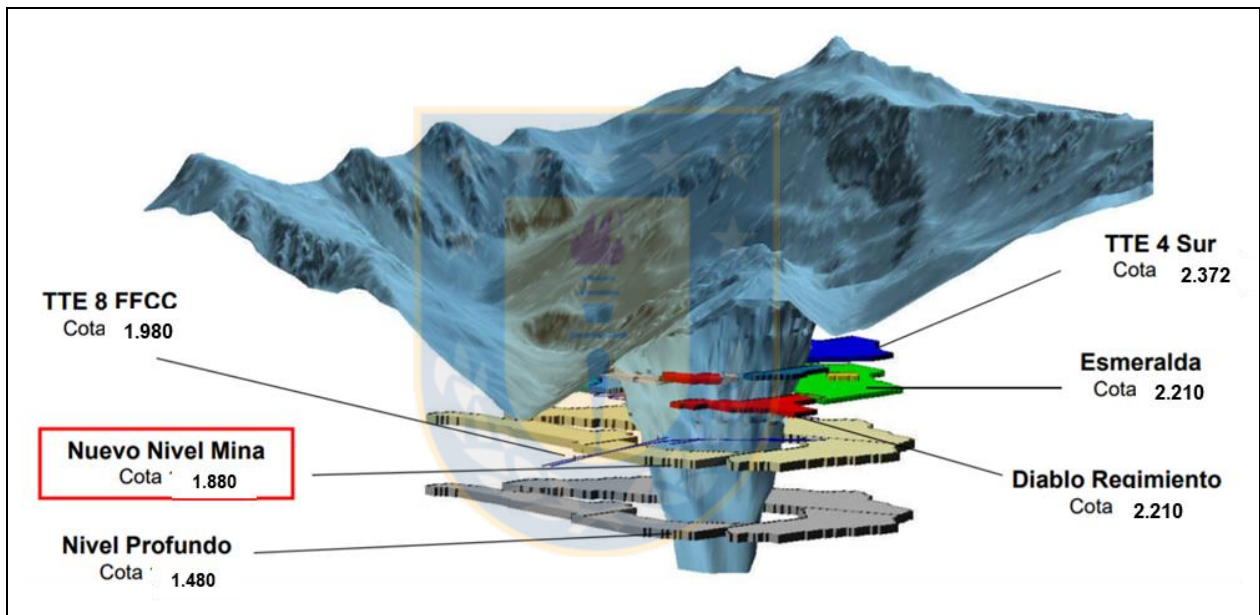
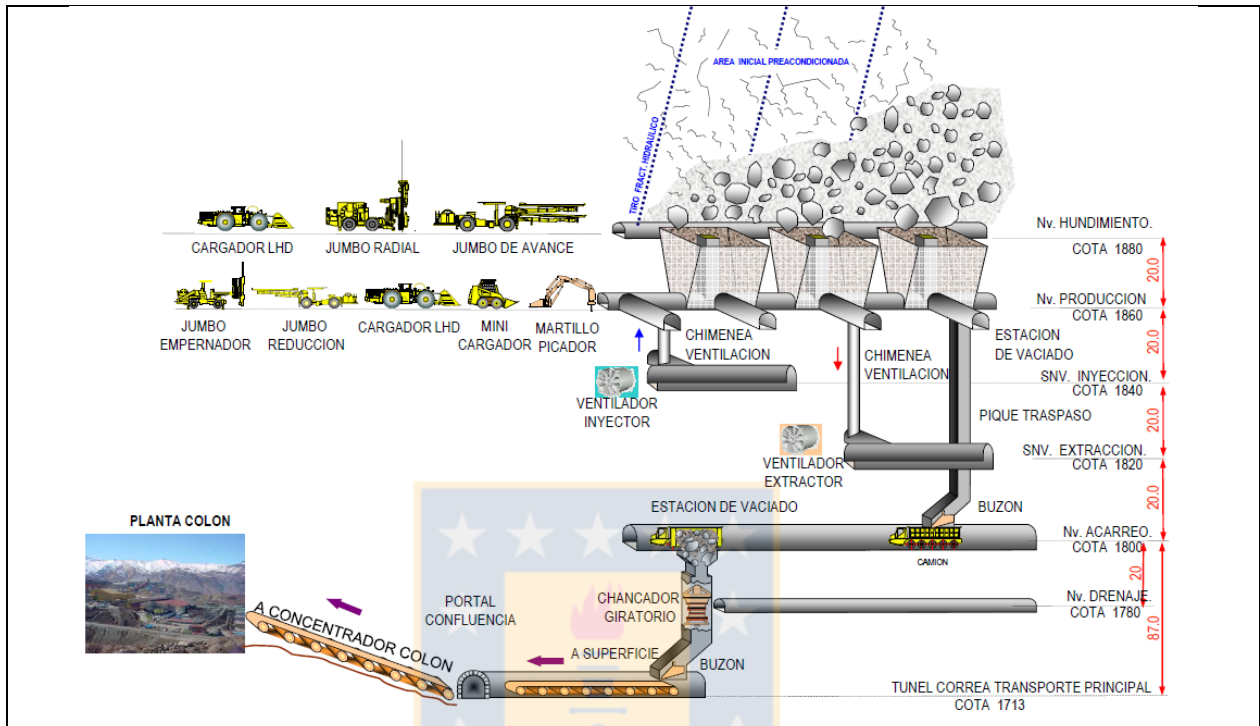


Figura 4.1: Niveles Productivos alrededor de la mega lito-estructura Pipa Braden (Tomado de Díaz, 2013)

Este nivel cubre un área de 2.478.400 m<sup>2</sup>, con reservas que alcanzan los 2.434 Mt, con leyes medias de Cu y Mo in situ de 0,844% y 0,020%, respectivamente, y con una capacidad de tratamiento diaria de 137 kt de mineral sulfurado, traduciéndose en una producción futura de cobre fino de 20.055 kt.

El método de explotación utilizado será del tipo *Panel Caving* con Hundimiento Avanzado en roca primaria, donde el Nivel de Hundimiento se encuentra en la cota 1.880, mientras que el Nivel de

Transporte que conecta el NNM con la Planta Colón está en la cota 1.713. Además, existe un alto grado de mecanización en todos los niveles de este proyecto (Figura 4.2)



**Figura 4.2:** Esquema de la estructura y funcionamiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina, mina El Teniente.

Actualmente el proyecto ha presentado avances en la construcción de túneles principales, de ventilación, obras de desarrollo interior mina y movimiento masivo de tierra en superficie, como también en la carretera que unirá el sector Maitenes con Confluencia. Entre el 2011 y 2020 el PNNM ejecutará 98.450 metros de túneles en desarrollos horizontales y 3.454 metros de desarrollos verticales

Las unidades litológicas del PNNM no difieren de las identificadas en otros niveles superiores de la mina. El Complejo Máfico El Teniente es la unidad litológica predominante, mientras que minoritariamente se identifican el Pórfido Dacítico, con una extensión desde el N hasta el lado SE del Complejo de Brechas Braden, el Pórfido Diorítico, ubicado hacia la parte Central y N en forma de stocks y diques menores de gran extensión vertical, Brechas ígneas desarrolladas preferentemente en el contacto entre el CMET y los distintos intrusivos félsicos, y Brechas

Hidrotermales de Anhidrita-Cuarzo en los contactos de los pórfidos que intruyen al CMET, incorporando fragmentos de rocas máficas y félsicas (Figura 2.7) (Celhay *et al.*, 2006).

Las fallas más conspicuas de la mina El Teniente son las Falla Maestra P y N1, las cuales han sido reconocidas hasta el nivel Teniente 8 y en el NNM. Otras fallas maestras como se muestra en la Tabla 4.1 son identificadas en este nivel. También han sido reconocidas fallas de menor continuidad del rango de Estructuras Mayores (Tabla 4.1), donde solo algunas son observadas en el PNNM.

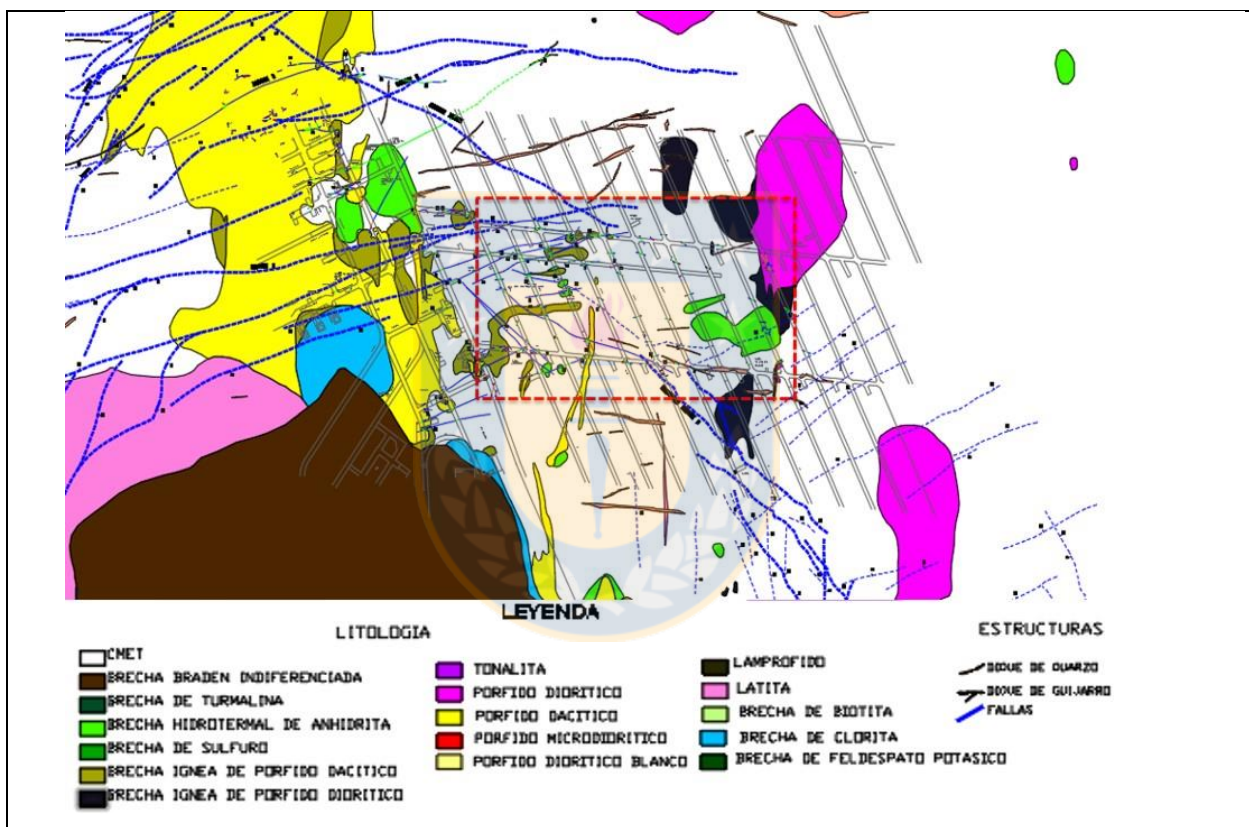
**Tabla 4.1: Clasificación Estructuras Mayores mina El Teniente.** Algunas son reconocidas en el PNNM.

Estructura	Rumbo (°)	Manteo (°)	Traza (m)	Sector Productivo donde es reconocida
Falla Teniente Sur 1	N 60-80 E	70-90	110	Mina Teniente 4 Sur
Falla Teniente Sur Sur 1	N 50-60 E	80-90	250	
Falla Teniente Sur Sur 2	N 50-60 E	80-90	150	
Falla Teniente Sur Sur 3	N 50-60 E	80-90	280	
Falla F	N 75-85 E	70-90	310	Sub-6
N2	N 60-70 E	70-90	120	Ten 5 Pilares Norte

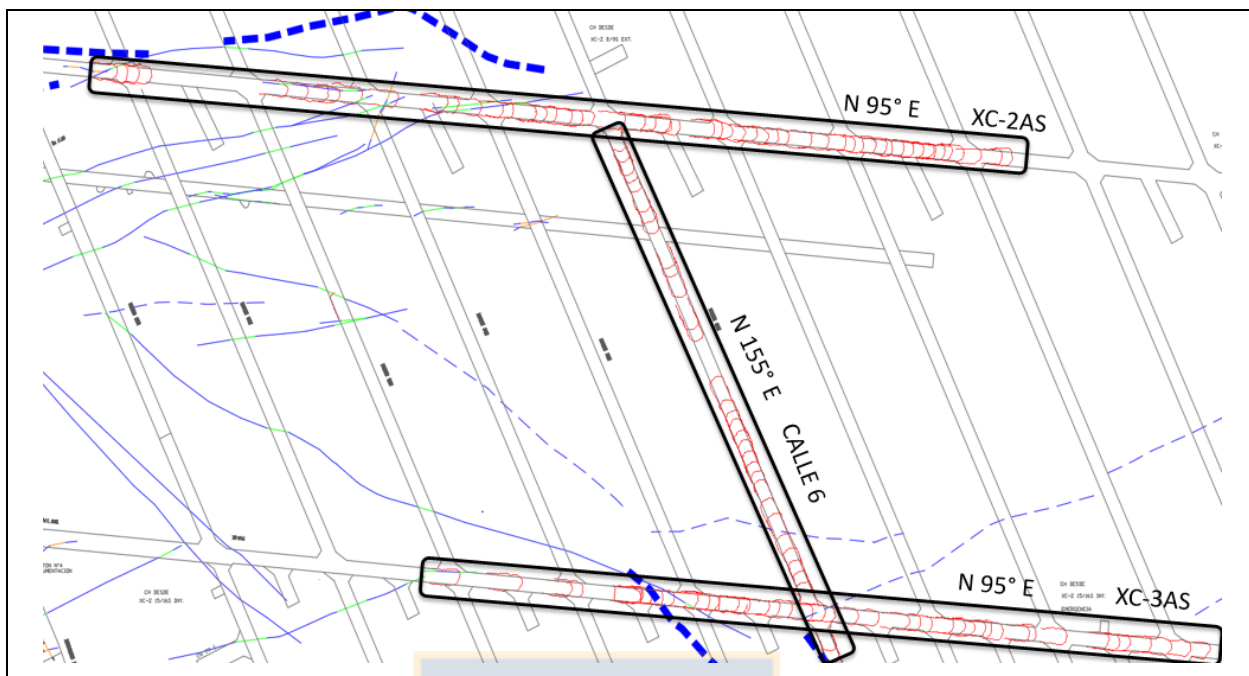
La alteración y mineralización del PNNM, en los sectores Andes Norte y Andes Sur no existe diferencia respecto a los otros niveles de la mina. Sin embargo, la frecuencia de vetillas HP y HT disminuyen en comparación a otros niveles del yacimiento, mientras que las vetillas TM son las que afectan principalmente a los niveles inferiores, especialmente las vetillas de cuarzo con anhidrita y sulfuros subordinados sin halos (V5), y otros tipos como V3, V2, V7 Y V1. Usualmente, las rocas menos alteradas son aquellas que tienen exclusivamente vetillas TM y poca densidad de éstas, donde pueden observarse en ciertos casos las texturas originales del CMET y una alteración sódica-cálcica (alteración *silver*) (Celhay *et al.*, 2006). Por otro lado, la mineralización reconocida en niveles superiores como Reservas Norte y Esmeralda, persiste en profundidad, manteniéndose la zonificación de los sulfuros de Cu y Fe, con un núcleo de bornita o bornita-calcopirita y zona envolvente de calcopirita mayor que bornita, con una zona más externa de calcopirita y halo externo de pirita (Celhay, 2006).

## 4.2. Nivel de Hundimiento

El presente estudio fue realizado en el Nivel de Hundimiento (UCL) del Proyecto Nuevo Nivel Mina, específicamente en la sección demarcada por líneas rojas punteadas (Figura 4.3), la cual contempla un total tres secciones, donde las secciones paralelas correspondientes a los cruzados XC-2AS y XC-3AS de orientación N95° E están unidas por una tercera sección correspondiente a un *drift* denominada Calle-6 de orientación N155° E (Figura 4.4).



**Figura 4.3:** Sección del mapa Geológico cota 1.880 del Proyecto Nuevo Nivel Mina, Nivel Hundimiento (UCL). Las líneas rojas punteadas representan el área específica estudiada en este trabajo (modificado de mapa original confeccionado por Superintendencia de Geología, mina El Teniente).



**Figura 4.4 :** Acercamiento al área de estudio en Nivel de Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina. Los polígonos en negro representan las tres secciones estudiadas con sus respectivos nombres y orientaciones, las líneas rojas representan la ubicación espacial de los mapeos en *DTM* de donde se obtuvo la información para realizar el estudio y las líneas azules las fallas presentes en el área (Modificado de mapa original confeccionado por Superintendencia de Geología, Mina El Teniente).

# 5. LEVANTAMIENTO DE ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS MEDIANTE FOTOGRAMETRÍA DIGITAL 3D

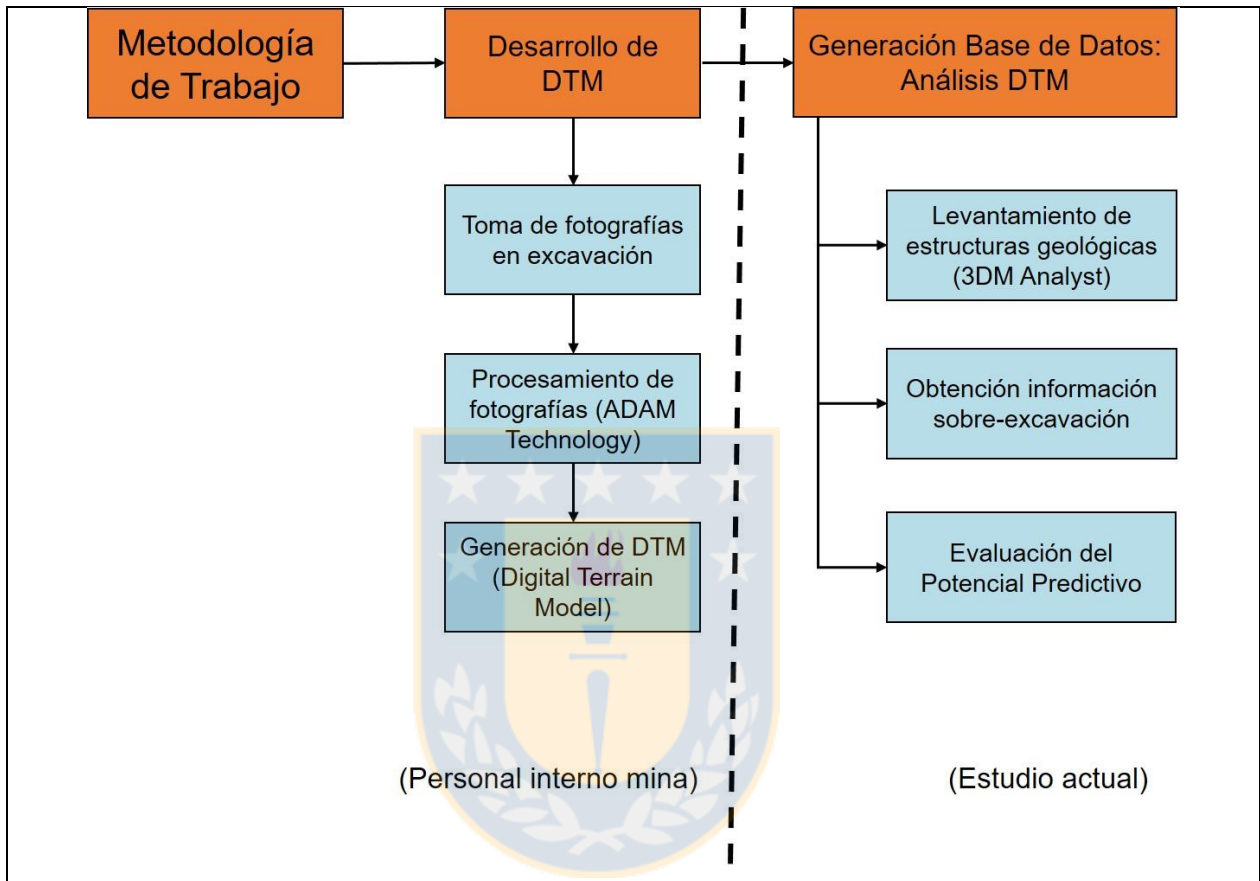
## 5.1. Generalidades

La información en la que se fundamenta el estudio es obtenida mediante la aplicación de un sistema de fotogrametría digital 3D generado por el *software ADAM Technology*, que permite realizar una caracterización de la sobre-excavación en los túneles estudiados. La caracterización se divide en dos secciones que son complementarias entre sí, donde en la primera parte se identifican, en un *DTM (Digital Terrain Model; Modelo de Terreno Digital)* previamente mapeado, las estructuras que controlan la sobre-excavación y luego son distinguidas según sus propiedades geológicas y geométricas. En la segunda sección, a partir de esta misma imagen digital, se analiza una sección transversal a la orientación de la excavación tal que represente la sección de área máxima sobre-excavación de ésta, para posteriormente compararlo con la sección de diseño de la mina y poder cuantificar la sobre-excavación. Por otro lado, para la “Evaluación del Potencial Predictivo” la metodología usada requiere de un proceso de muestreo previo (filtración de datos) de la población total utilizada, tanto por la calidad de imagen de los *DTM* como por el número de estructuras que pudieron ser levantadas en cada mapeo para así obtener un resultado representativo, eliminando del estudio los *DTM* con información que no puede ser comparada estadísticamente y que generan sesgo en caso de ser incluida esta última. Mediante la generación de una red de muestreo sobrepuesta a un estereograma, las estructuras levantadas en cada *DTM* son comparadas con las imágenes que viene a continuación en el desarrollo de la mina para así evaluar si existe una correlación directa entre ellas, en otras palabras, si es posible predecir estructuras en futuros frentes de excavación (Figura 5.1).

En la metodología observada en la Figura 5.1 la primera columna hace referencia a la secuencia de procesos y acciones realizadas para obtener como resultado final el *DTM*, abarcando la toma de fotografías, el procesamiento de estas mediante *softwares* y la generación final de un Modelo de



Terreno Digital o *DTM*. Ésta etapa del estudio es realizada por personal de la mina encargado de la toma de fotografías y del procesamiento de éstas mediante el *software 3DM CalibCam* para generar una imagen final en 3D.



**Figura 5.1:** Diagrama de flujo de la metodología utilizada en este estudio. Se observan las distintas etapas para caracterizar la sobre excavación en un túnel y evaluar el potencial predictivo utilizando el *software* de *3DM Analyst* de *ADAM Technology*.

La segunda columna corresponde a la confección de la base datos mediante el análisis de la imagen digital tal que toda la información requerida para el estudio sea obtenida de éste. A partir de los *DTM* se extraen las estructuras geológicas que conforman la base fundamental del estudio, para luego, en conjunto con el estudio de la sección de la galería sobre-excavada, obtener la máxima información posible acerca de las características de la sobre-excavación (Figura 5.1). Además, estas mismas estructuras mapeadas son posteriormente analizadas para evaluar su potencial predictivo según sus propiedades de orientación y largo de traza en los avances de las labores (Figura 5.1). A diferencia de la columna “Desarrollo de *DTM*”, la columna de “Generación de Base de Datos” corresponde a una metodología establecida por el autor del presente trabajo. A



### 5.2.2. Fotogrametría en la mina El Teniente

El levantamiento de datos geológicos anterior al año 2006 alcanzaba un 95% del total de metros horizontales desarrollados en la mina, casi de manera continua en el túnel, el cual era ejecutado por un equipo de 8 geólogos y donde la fortificación de labores era del tipo perno-malla. Sin embargo, desde el año 2006 el método de fortificación fue modificado, aplicando un *shotcrete* a la frente desarrollada debido a las condiciones inestables del terreno. Esto conllevó a un fuerte deterioro en la adquisición de información geológica básica, tanto en calidad como en cantidad, llegando a niveles de levantamiento geológico de forma segmentada e intermitente en los túneles, correspondientes sólo al 30% del total de metros horizontales desarrollados y con un equipo de sólo 3 geólogos. La pérdida de más del 50% de geólogos y de información geológica recolectada en las labores, la imprecisión del levantamiento de estructuras producto del mapeo a distancia debido a razones de seguridad y la segmentación de información adquirida hizo necesario implementar un nuevo sistema de modelamiento fotogramétrico (Benado, 2010).

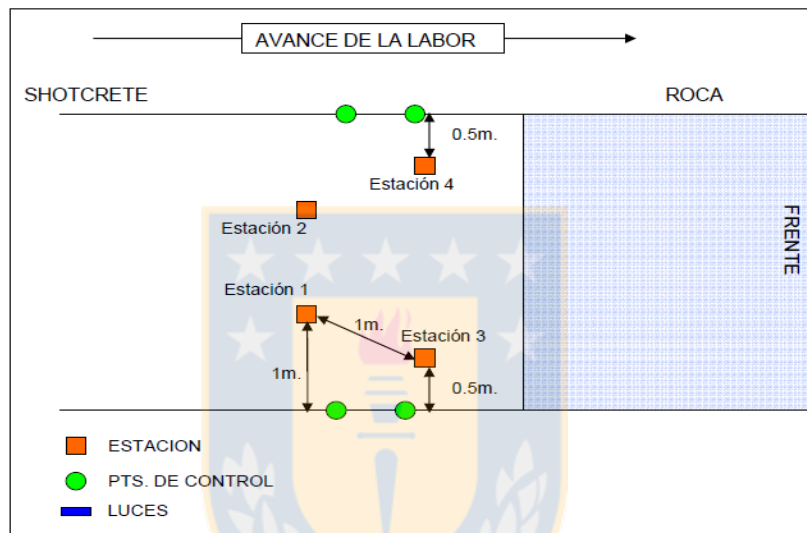
Actualmente en la mina El Teniente el levantamiento de estructuras geológicas se realiza mediante el *software ADAM Technology*, conformado por un módulo que permite la confección de un *DTM* a partir de las fotografías tomadas en terreno, llamado *3DM CalibCam*, y otro que hace posible el manejo y levantamiento geológico del *DTM* llamado *3DM Analyst*. Este *software* hace posible un mapeo más exacto y detallado en comparación al levantamiento en terreno, entregando una información de mayor calidad, que además se almacena en una base de datos, a diferencia del mapeo en terreno donde solo se dispone de un corto período de tiempo para identificar las estructuras las que luego son cubiertas por el *shotcrete* o bien desaparecen al avanzar la frente de labor, haciéndose imposible cualquier revisión de estas.

### 5.2.3. Toma de fotografías en excavación

La metodología para tomar fotografías en labores subterráneas en la mina El Teniente ha sido estandarizada en el anexo del documento “Levantamiento de Información Geológica Básica: Evaluación Técnica del Sistema *3DM Analyst*, En mina El Teniente” y será brevemente descrita a continuación.

En primer lugar, el modelo de cámara a emplear debe ser de alta resolución y tener los requerimientos según las especificaciones técnicas entregadas por *ADAM Technology*. Ésta puede ser ajustada en oficina pero una vez en terreno se debe verificar que el ajuste sea el adecuado.

Ya en el área a fotografiar, se deben marcar los puntos de control en una zona fortificada con *shotcrete* (cuatro puntos de control como mínimo por frente), los que serán posteriormente serán georeferenciados. Esta operación es fundamental y permite que las imágenes puedan ser correctamente georeferenciadas (Figura 5.3)



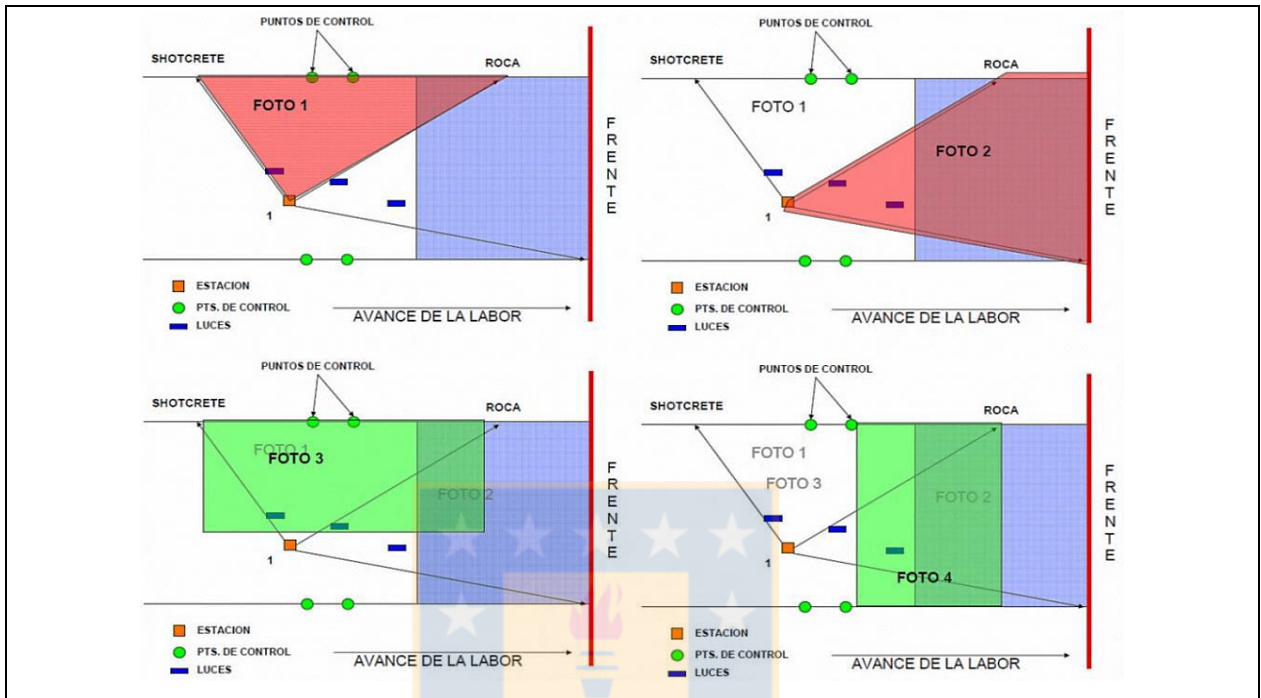
**Figura 5.3:** Esquema simplificado de toma de fotografías. Se observan los puntos de control y la ubicación de las estaciones de trabajo, las cuales se distribuyen configurando una letra “C” (Benado, 2010).

El proceso de fotografiado consta de dieciséis imágenes realizadas desde cuatro ubicaciones (estaciones) distintas, configurando una letra “C” hacia el frente (Figura 5.4). Se deben tomar cuatro fotografías por cada estación, las cuales se traslapan al avanzar la frente de excavación.

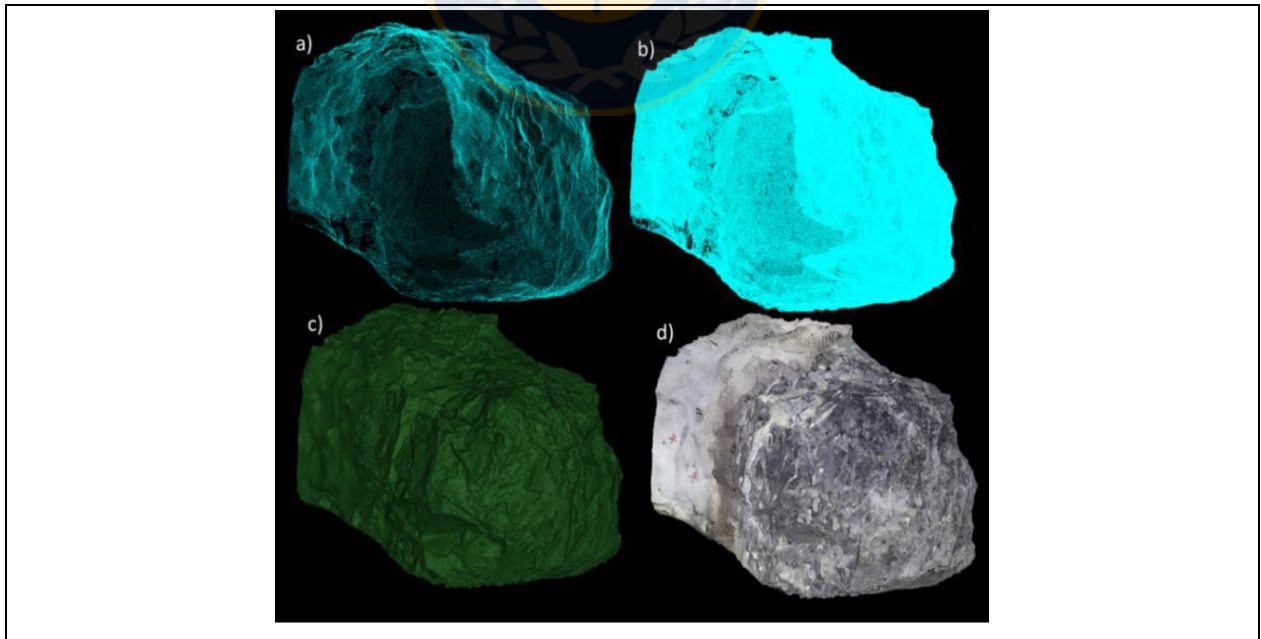
#### 5.2.4. Procesamiento de fotografías y generación de un *DTM* (*ADAM Technology*)

El procesamiento de las fotografías tomadas en terreno es hecho en una etapa posterior de gabinete mediante el *software 3DM CalibCam* de *ADAM Technology*, el cual permite producir, a partir de las fotografías tomadas en terreno, un *DTM* (*Digital Terrain Model*), que consiste en una nube de

puntos referenciados entre sí. Posterior a esto se introducen las coordenadas de los puntos topográficos y se georreferencia la fotografía (Figura 5.5).

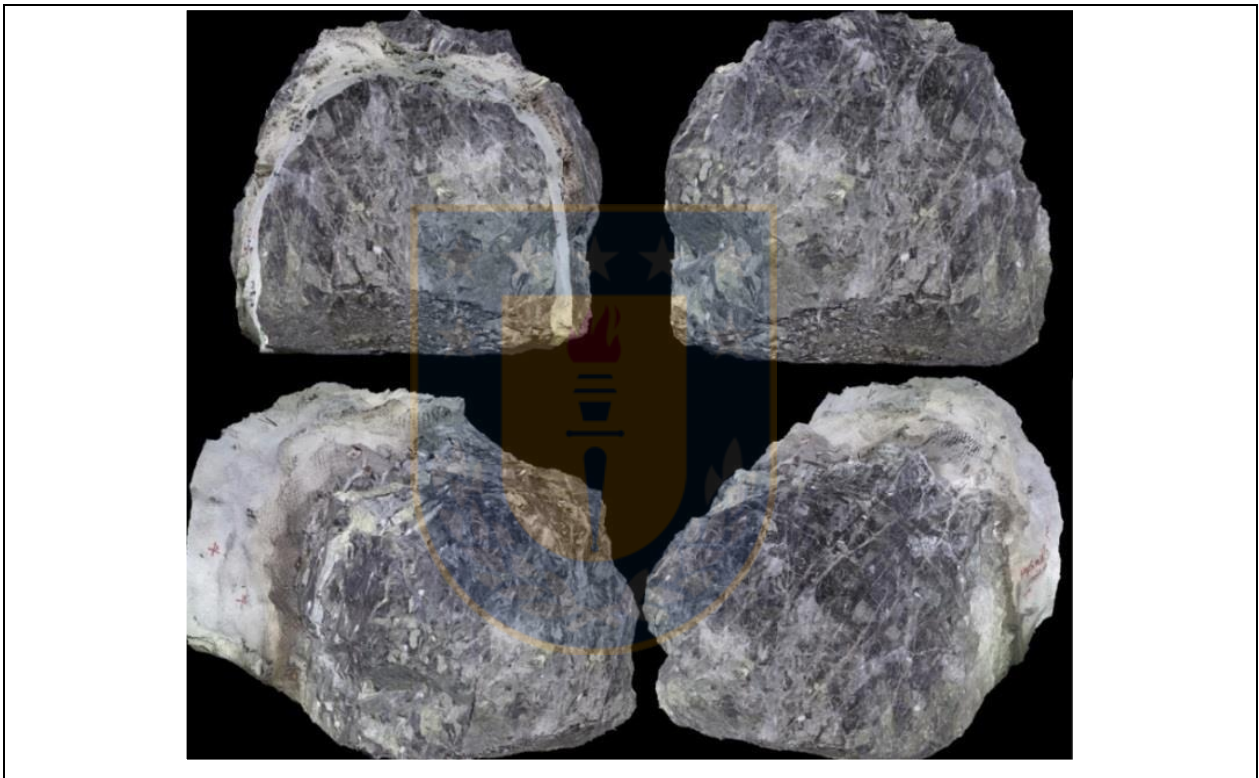


**Figura 5.4:** Esquema en planta de proceso de toma de fotografías de un frente minero. Desde una estación se toman cuatro fotografías superpuestas (modificado de Benado, 2010).



**Figura 5.5:** Etapas de generación de un DTM. a) Nube de puntos, b) Malla triangular, c) Superficie de fotografías superpuestas, d) Resultado final de fotografías superpuestas (imágenes confeccionadas en 3DM Analyst, modificado de León, 2016).

Una vez obtenido el *DTM*, el análisis de esta imagen tridimensional de la frente fotografiada es realizado mediante el *software 3DM Analyst*. Este permite, entre otras acciones, desplazar y girar la imagen en diferentes ángulos para mapear directamente los rasgos geológicos (contactos litológicos, estructuras) sobre la imagen, creando un plano orientado y georreferenciado en el espacio, el cual puede ser exportado para trabajar en otros *softwares* como *Vulcan* o *AutoCAD*, como también en forma de listado en formato *.txt* con las orientaciones de los rasgos geológicos mapeados (Figura 5.6) (Benado, 2010).



**Figura 5.6:** Modelo Digital de Terreno de labor minera. Vista desde diferentes direcciones mediante el *software 3DM Analyst* (imágenes confeccionadas en *3DM Analyst*, modificado de León, 2016).

### 5.3. Generación de Base de Datos: Análisis de *DTM*

Todos los datos e información esencial en la que se basa este trabajo provienen de los *DTM* originados de las fotografías tomadas de las excavaciones pertenecientes a tres diferentes secciones de túneles del Nivel Hundimiento del Proyecto Nivel Mina, mina el Teniente. Así, desde un mismo *DTM* analizado es posible obtener los distintos tipos de datos sustanciales requeridos según la

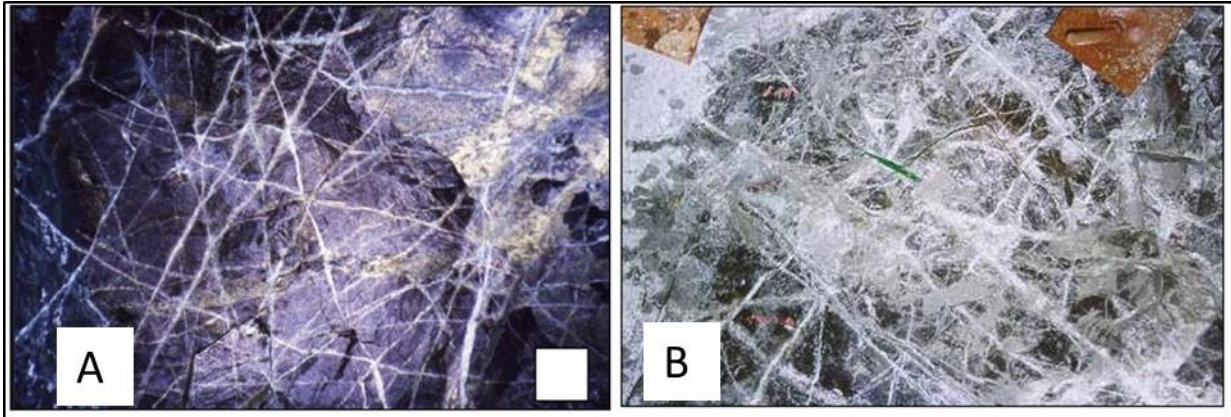
metodología que sea aplicada. En este caso, tanto la metodología para caracterizar la sobre-excavación según las estructuras que la controlan, como la metodología para realizar una evaluación del potencial predictivo se basan, en un principio, en el levantamiento de estructuras geológicas (Figura 5.1). Para la caracterización de la sobre-excavación según el área de la sección transversal, la metodología utilizada se basa en la generación de una serie de secciones transversales a las excavaciones para luego seleccionar la de mayor valor de área (*software 3DM Analyst*). A continuación se describirán en detalle estos dos tipos de análisis de *DTM* elementales de los que se obtiene la información necesaria para efectuar los estudios posteriores.

### 5.3.1. Levantamiento de Estructuras

El levantamiento de estructuras geológicas de las galerías estudiadas pertenecientes a las secciones seleccionadas del Nivel Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina es llevado a cabo mediante el *software 3DM Analyst* de *ADAM Technology*, el cual permite la manipulación de los *DTM* en tres dimensiones, facilitando el mapeo digitalizado de las estructuras realizado a partir de la trazas visibles de estas observadas en las excavaciones fotografiadas.

La identificación y levantamiento de estructuras geológicas se hace en el macizo rocoso primario, competente y masivo, donde las estructuras identificadas corresponden principalmente a un sistema de vetillas de pequeña escala y de muy alta frecuencia conocido como *stockwork* (Figura 5.7), y en menor medida un sistema de fallas de gran escala ampliamente espaciadas entre sí. De estas estructuras es el enrejado de vetillas la fuente primordial de donde se adquiere la información básica y fundamental del estudio.

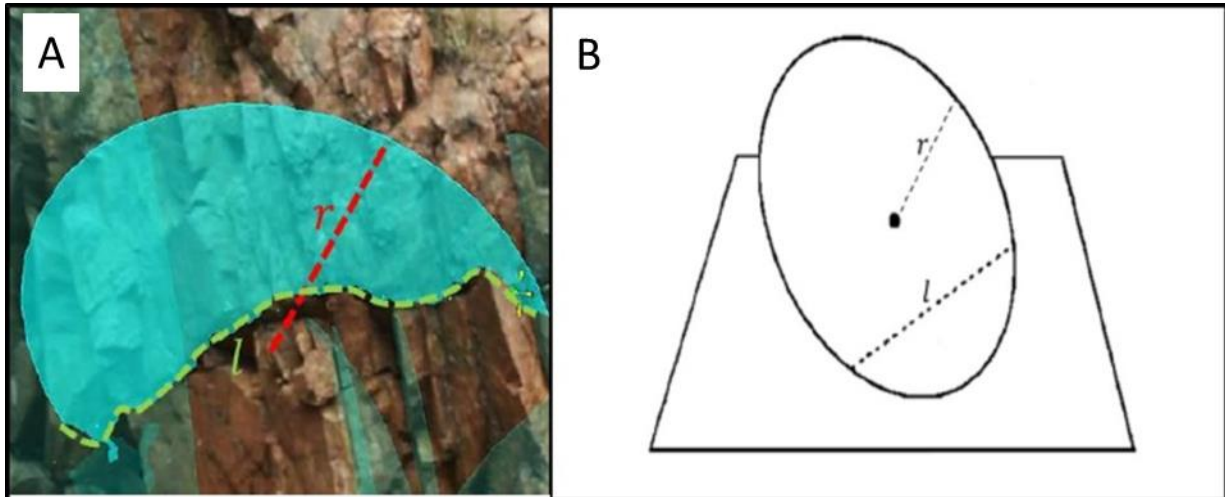
El *software 3DM Analyst* permite obtener información de carácter geométrica y geológica de las estructuras mapeadas, y cuando la calidad de la resolución y/o limpieza del *DTM* lo permite, también puede obtenerse información litológica de la excavación y mineralógica de las vetillas que componen el *stockwork*. Algunas características relevantes que pueden ser extraídas a partir de las estructuras mapeadas a través de esta herramienta digital corresponden a:



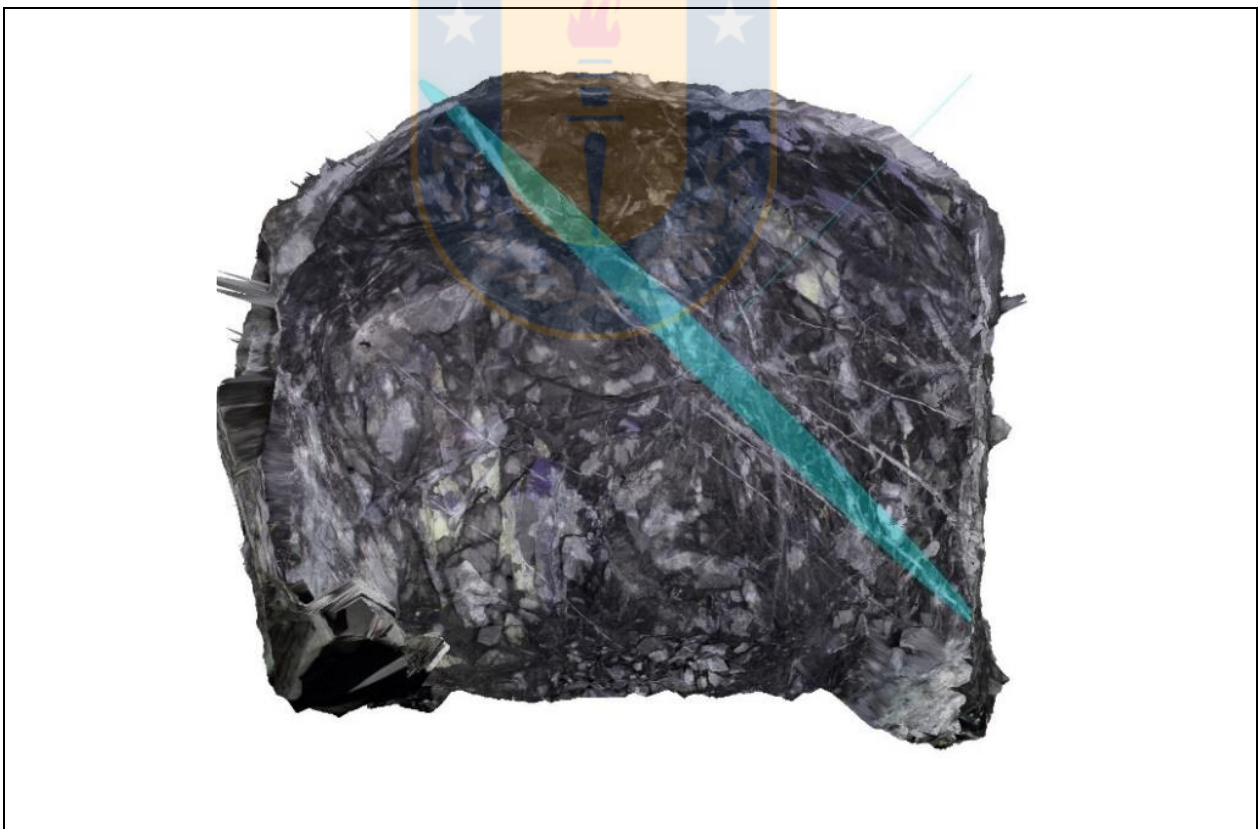
**Figura 5.7:** Enrejado de vetillas tipo *stockwork* en CMET con mineralización hipógena de cobre. El cuadro blanco (A) y la placa de perno (B) tienen una dimensión de 20x20 cm (Modificado de Brzovic, 2010).

1. Orientación (*Dip Direction/Dip*): disposición espacial de los planos generados por el levantamiento respecto al eje de coordenadas X, Y y Z (Figura 5.8 a).
2. Posición: ubicación georreferenciada de la estructura representada por un punto en el espacio de coordenadas X, Y y Z. La estructura mapeada se representa como un plano orientado en forma de disco, donde el punto anteriormente mencionado corresponde al centro de este plano (Figura 5.8 b).
3. Largo de Traza Expuesta: medida de la polilínea delineada sobre la traza de la estructura identificada en el *DTM*. La traza real no siempre coincide con la traza definida por el disco mapeado, ya que la traza no necesariamente es plana, a diferencia del disco, es decir, no está necesariamente contenida en un mismo plano. El valor de longitud máxima de la cuerda al ser definida por un disco proyectado en un plano representa el diámetro de este último, y para alcances de este estudio su valor tiene una diferencia despreciable con la traza real de la estructura y se considera buena aproximación a la traza real de ésta (Figura 5.8 a).
4. Relleno mineral: siempre y cuando la calidad de resolución del *DTM* sea óptima y las fotografías hayan sido tomadas en una labor previamente lavada, pueden reconocerse ciertos minerales de relleno de vetillas selladas o como pátinas en estructuras abiertas (Figura 5.9).





**Figura 5.8:** Esquema de largo de traza expuesta y posición de los planos. A: Estructura orientada digitalizada mediante un disco a partir de una poli-línea formada por la unión de puntos trazados sobre la estructura. B: relación entre el tamaño de una estructura (radio) y el largo de traza de una estructura (recta contenida en un plano, definida como una cuerda de un círculo producto de la intersección de la estructura circular con un plano). El punto central corresponde al dato de Posición (Esquema de Birch, 2006 tomado de León, 2016).

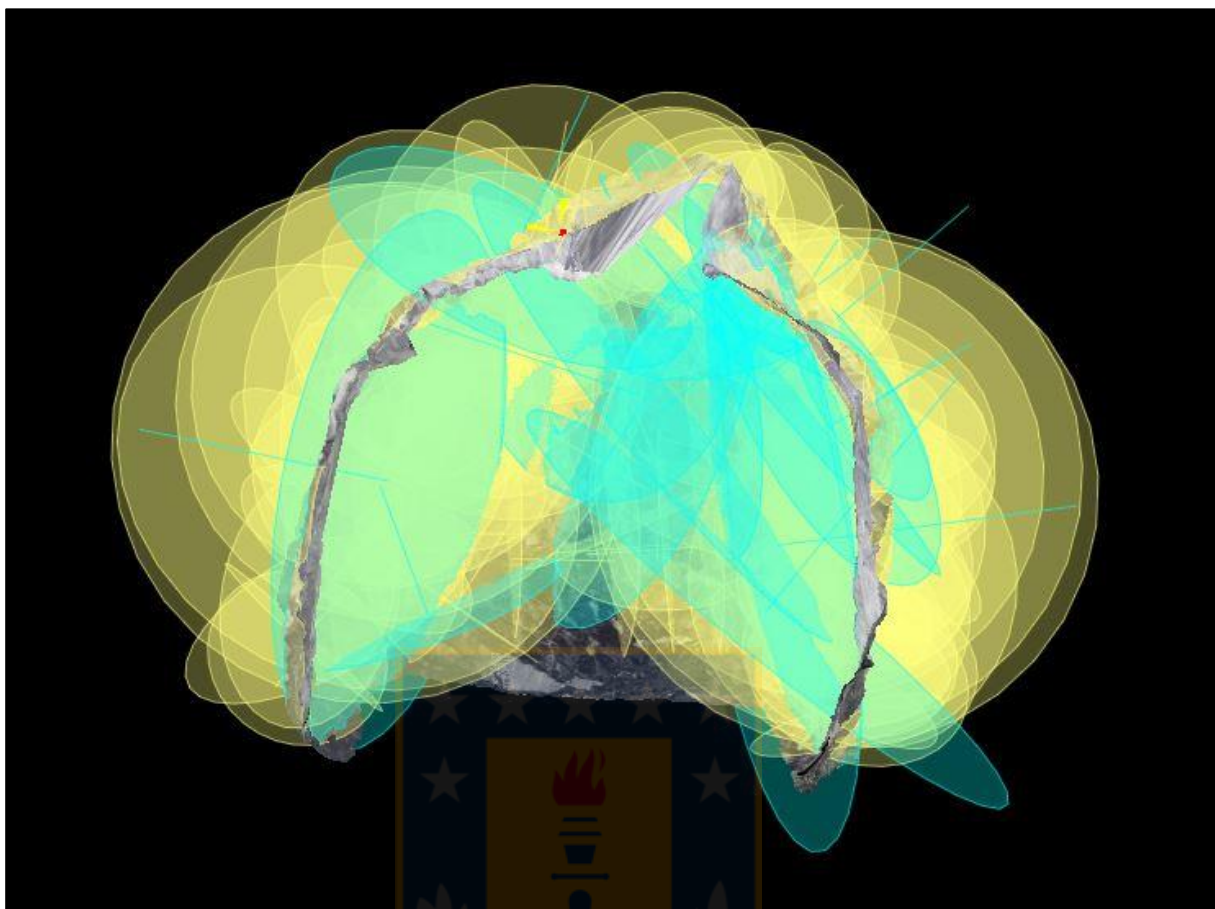


**Figura 5.9:** Estructura orientada digitalizada representada por el disco verde en la excavación. El plano es delimitado siguiendo la traza de la vetilla. La buena calidad del *DTM* permite la identificación de la litología (CMET) de la excavación y de la mineralogía en algunas vetillas.

5. Litología: al igual que el relleno mineral, depende de la calidad de nitidez y limpieza del *DTM*. Puede identificarse la litología de la excavación si se tiene un conocimiento previo en terreno de las litologías presentes en la mina (Figura 5.9).
6. Tamaño: valor dado por el radio del disco generado al mapear la traza de una estructura. Ésta propiedad corresponde a uno de los principales datos en la metodología propuesta por León (2016) (Figura 5.8 b).
7. Rugosidad: se obtiene mediante la extracción de información morfológica de estructuras en superficies expuestas recortadas de los *DTM*, llevado a cabo en la metodología propuesta por Díaz (2013).

De las propiedades mencionadas anteriormente, todas excepto la rugosidad son recopiladas y utilizadas posteriormente en este estudio. Una vez identificadas las estructuras un plano es dibujado sobre estas, ya sea generando un paquete de puntos sobre una estructura abierta, siguiendo la traza de las vetillas que cruzan el macizo rocoso, o bien como una mezcla de ambas. No se hace distinción por el tipo de estructura mapeada, pudiendo ser sellada o bien abiertas producto de las labores desarrolladas en la excavación (Figura 5.10). Las fallas, aunque muy escasas, también fueron mapeadas.

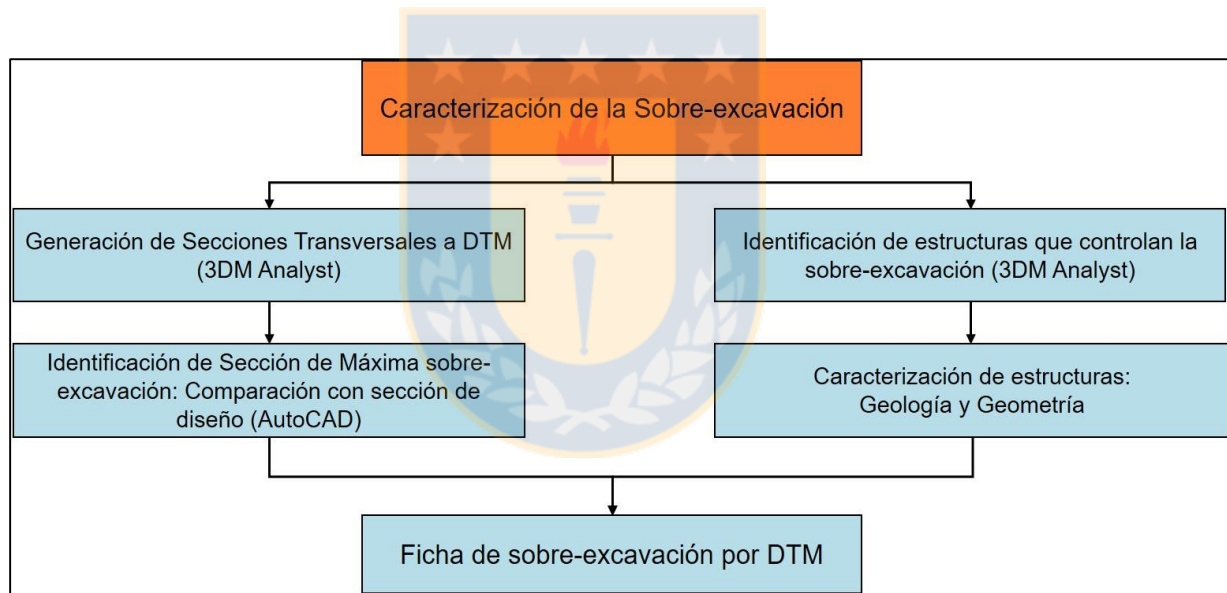
Un punto importante en la metodología de levantamiento de estructuras realizada en este trabajo es que sólo se consideraron aquellas con un largo de traza expuesta mayor a 1,5 m de longitud. Esto se debe, por una parte, a que León (2016) trabajó con un rango de estructuras de 1,0 a 2,0 metros para determinar el tamaño de las vetillas del *stockwork* de la mina El Teniente, por lo que ya existe un análisis de las estructuras menores a 1,5 m de longitud de traza. Por otra parte, las estructuras que controlan la sobre-excavación tienden a ser de dimensiones que superan este valor mínimo, por lo que no se identificarían estructuras relacionadas con zonas de debilidad menores a 1,5 m de longitud de traza expuesta.



**Fig.5.10:** Estructuras mapeadas en *DTM*. Un total de 100 estructuras, tanto selladas como abiertas, fueron mapeadas en el *DTM* 9785 perteneciente a la sección XC-2AS del Nivel Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina, mina el Teniente.

## 6. CARACTERIZACIÓN DE LA SOBRE-EXCAVACIÓN

Para estudiar y caracterizar la sobre-excavación en las galerías de la mina la metodología a seguir consta de dos procesos desarrollados en paralelo, el primero se centra en cuantificar la sobre-excavación del túnel según la diferencia de área existente entre la sección real y la sección de diseño, mientras que el segundo intenta caracterizar las estructuras que controlan la sobre-excavación según sus propiedades geológicas y geométricas. Una vez desarrollados ambos, éstos se complementan entre sí para efectuar una caracterización completa de la galería estudiada, reflejada en la formación de una ficha de sobre-excavación la cual concentra toda la información acerca de las características de sobre-excavación del *DTM* analizada (Figura 6.1). El procedimiento completo respecto al uso del *software* se encuentra detallado en el Anexo A.

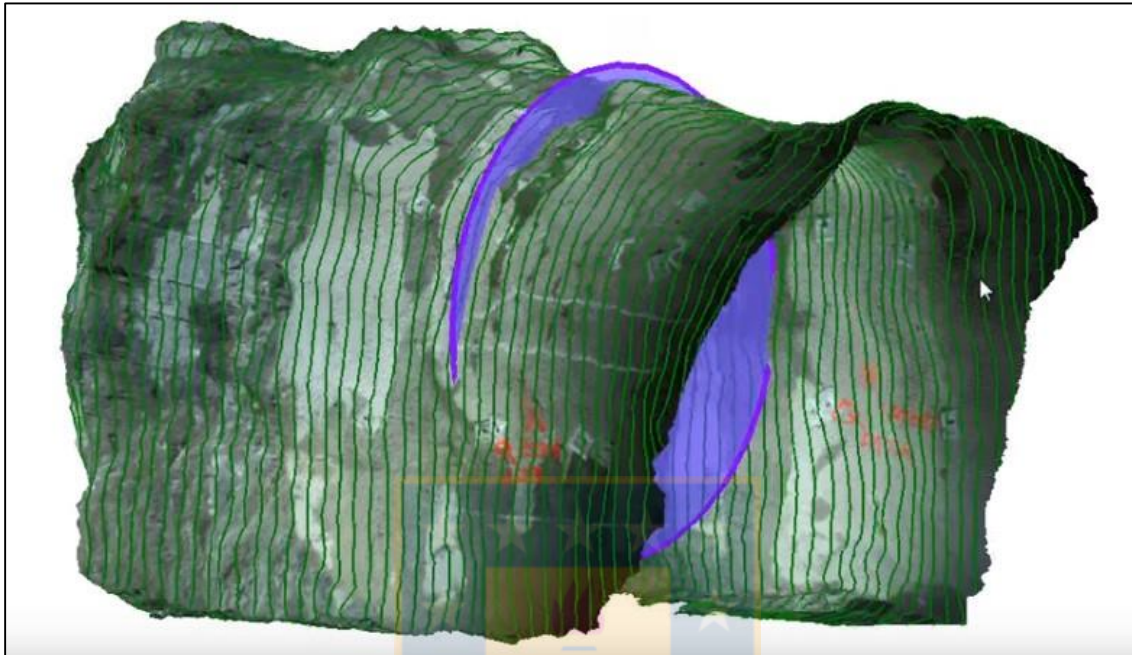


**Figura 6.1:** Diagrama de flujo de la metodología para caracterizar la sobre-excavación en un túnel. Para llevar a cabo esta metodología se utilizan el *software* de 3 DM Analyst de ADAM Technology y AutoCAD.

### 6.1. Generación Sección Transversal

Una de las herramientas del *software* 3DM Analyst permite generar secciones que cruzan el *DTM* en la orientación y espaciamiento que se desee, formando polígonos que representan los perímetros o “contornos” del *DTM* en dicha orientación y sección de éste. Para este estudio se trazaron

secciones de orientación transversal al *DTM*, con un espaciamiento de 0,2 m entre ellas, (Figura 6.2) para poder compararlos con la sección de diseño del túnel.

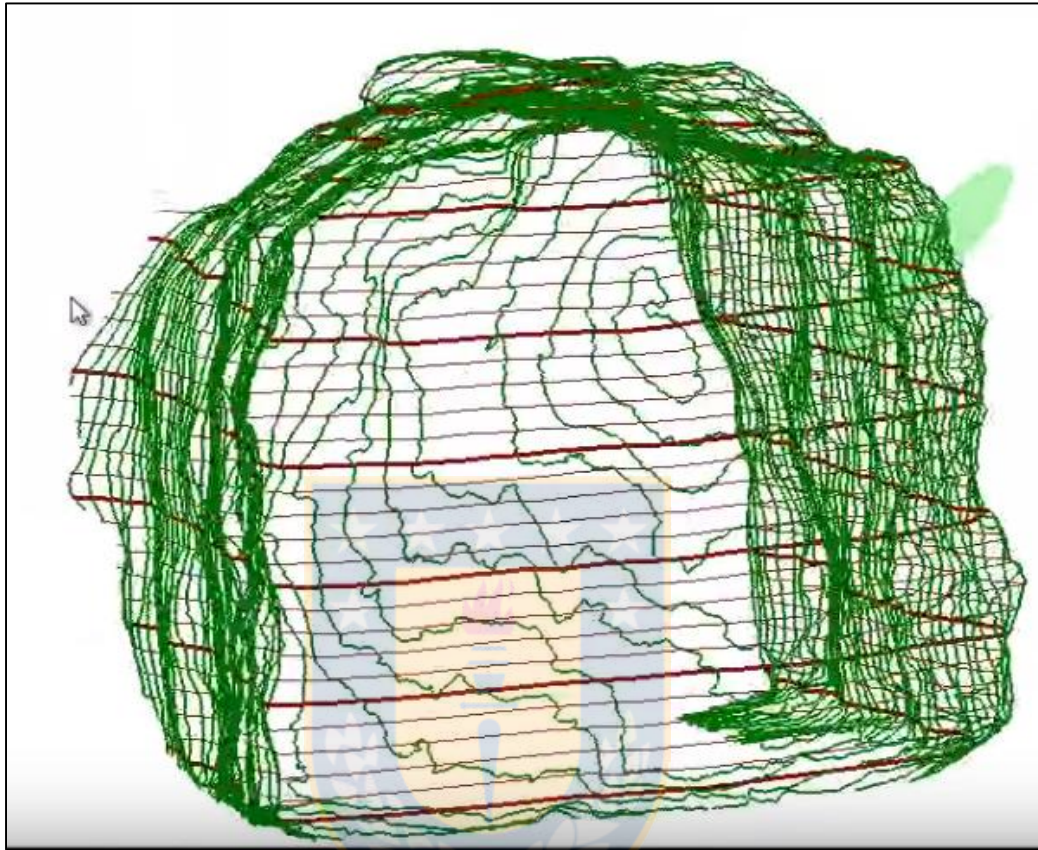


**Figura 6.2:** Trazado de secciones transversales a *DTM*. Secciones representadas por contornos de líneas verdes con un espaciamiento de 20 cm entre ellas (*3DM Analyst*).

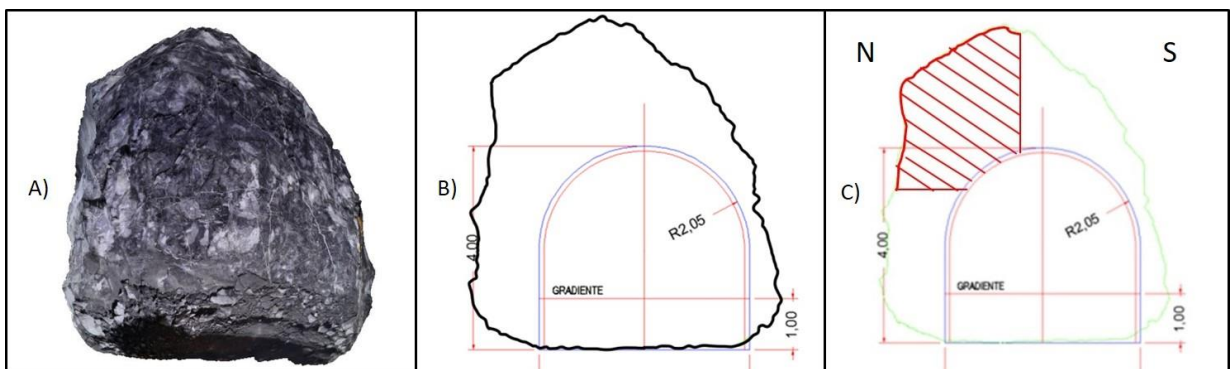
## 6.2. Sección Transversal v/s Sección de Diseño

Cada sección trazada entrega información de la magnitud del área del polígono y, por lo tanto, un valor del área en dicho contorno (Figura 6.3). El procedimiento de comparación consiste en exportar, en formato *.dxf*, los contornos creados del *software 3DM Analyst* para analizarlos en el *software AutoCAD* y luego seleccionar la sección de mayor magnitud de área que representará la sección de máxima sobre-excavación del *DTM* analizado (Figura 6.4 A). Al comparar la sección real del *DTM* con la sección de diseño la diferencia del valor de sus áreas es lo que se considera como la magnitud de sobre-excavación (Figura 6.4 B). Ésta también es caracterizada según su distribución espacial respecto a la corona (parte superior de una excavación) del túnel (Figura 6.4 C), es decir, la zona de concentración del mayor número de estructuras que controlan la sobre-excavación, lo que permite adquirir un mayor conocimiento acerca del comportamiento de la sobre-excavación a lo largo de las secciones de los túneles estudiados. En esta metodología se consideran todos los *DTM* de la base de datos, independiente de la calidad de las imágenes y del número total

de estructuras mapeadas, ya que sólo se necesita de un *DTM* que esté correctamente georreferenciado y no presente irregularidades en su superficie al momento de ser creado.



**Figura 6.3:** Vista frontal de contornos transversales. Cada contorno (líneas verdes) tiene 20 cm de espaciamiento trazados en un *DTM*. La de mayor magnitud se selecciona para compararla con la sección de diseño (*AutoCAD*).

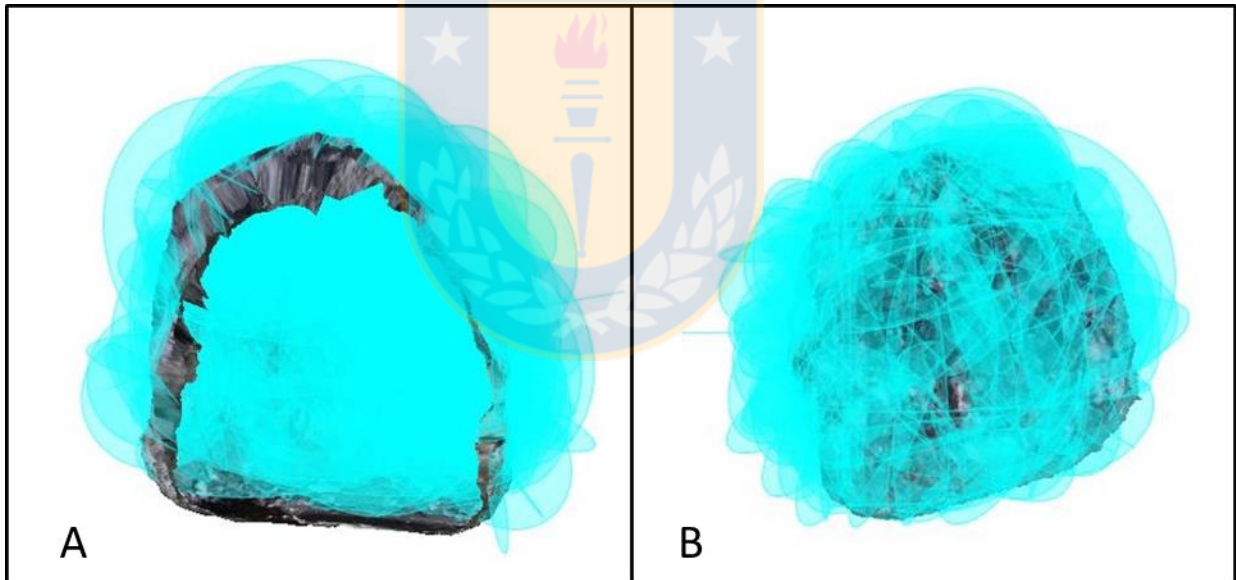


**Figura 6.4:** Caracterización de la sobre-excavación: Sección Transversal. A: Vista frontal *DTM* 6026 (*3DM Analyst*). B: sección real de máxima sobre excavación (línea negra) v/s sección de diseño (*AutoCAD*). C: distribución espacial de sobre-excavación (zona achurada roja) respecto a orientación del túnel (*AutoCAD*).

### 6.3. Identificación de Estructuras que Controlan la Sobre-excavación

Cada *DTM* previamente mapeado, sin importar el número de estructuras levantadas, es analizado con el propósito de reconocer cuales estructuras del *stockwork*, dentro de la población total del mapeo, son las que juegan un rol en la sobre-excavación del túnel. Para identificarlas primero se analiza la sección real del *DTM* para establecer las zonas que presentan una sobre-excavación respecto a la sección de diseño.

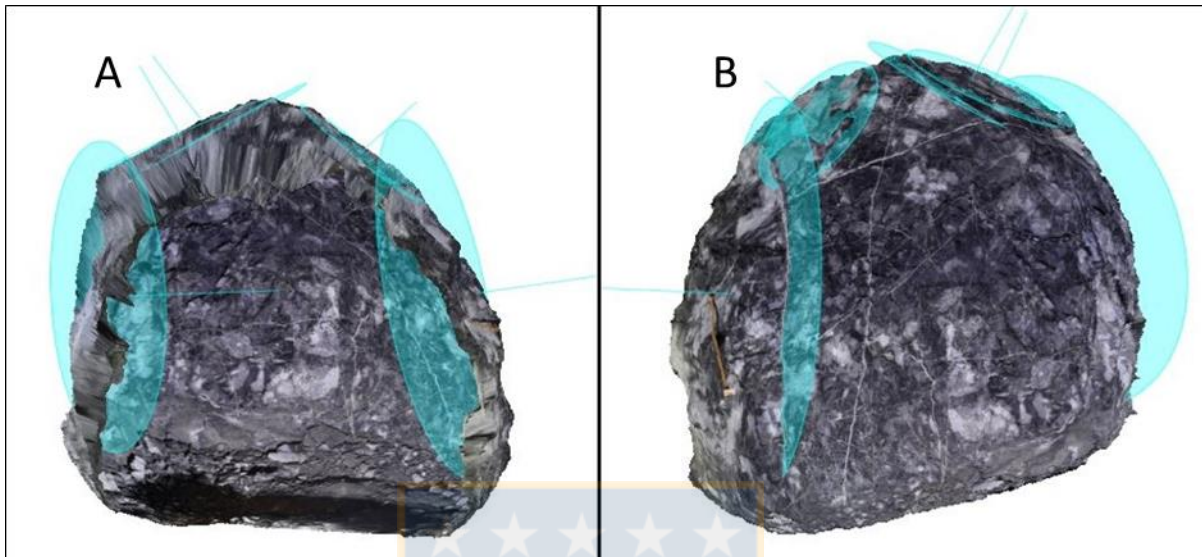
Al analizar en conjunto las zonas sobre-excavadas reconocidas junto con el levantamiento total de estructuras en cada *DTM* permite aislar aquellas que controlan la sobre-excavación de las que sólo forman parte del *stockwork*, pasando de alta densidad de estructuras (Figura 6.5) a un número acotado, que posteriormente serán caracterizadas en detalle (Figura 6.6).



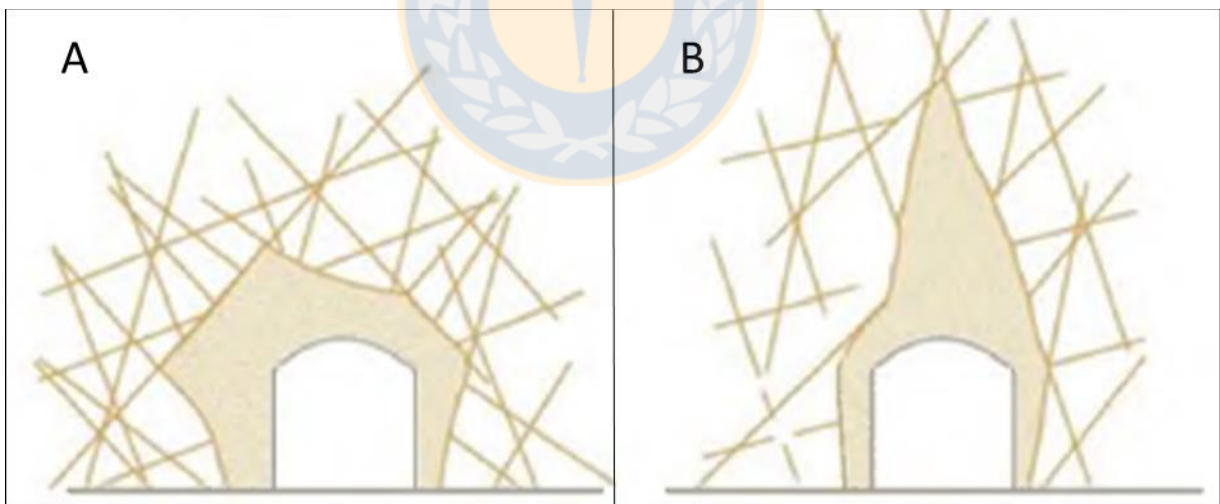
**Figura 6.5:** Estructuras geológicas mayores a 1,5 m de longitud de traza expuesta mapeadas en un *DTM*.  
A: se muestra la vista frontal. B: vista isométrica. Un total de 110 estructuras fueron mapeadas.

El hecho de que una discontinuidad cruce la galería en su totalidad no significa que controle la sobre-excavación de ésta. Para seleccionar las estructuras adecuadas se debe analizar el contorno en el cual se encuentra el espacio sobre-excavado, ya que son estas discontinuidades que conforman las caras de los bloques caídos y que controlan el desprendimiento de roca al formar cuñas

inestables, en el momento que la sección del túnel intersecta estas estructuras de orientaciones desfavorables (Figura 6.7).



**Figura 6.6:** Todas las estructuras geológicas mayores a 1,5 m de longitud de traza expuesta que controlan la sobre excavación de una labor. A: se muestra la vista frontal. B: la vista isométrica. De un total de 110 estructuras mapeadas en este *DTM* solo 4 de ellas juegan un rol en el proceso de sobre- excavación.

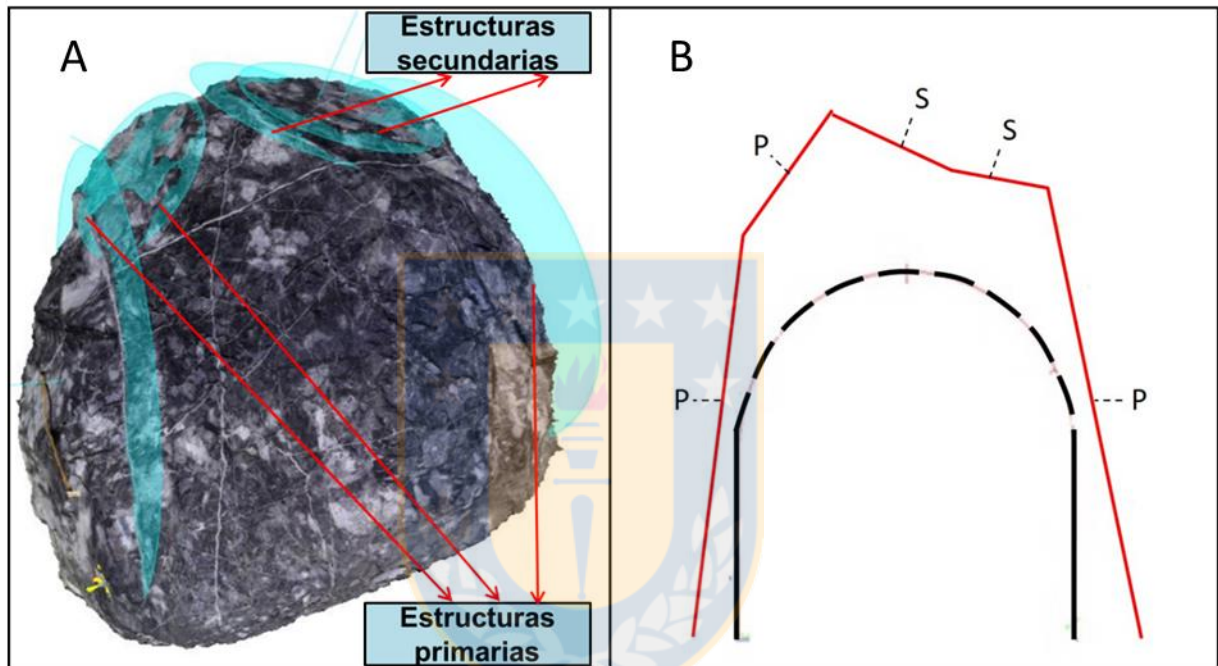


**Figura 6.7:** Sobre-excavación en túneles. Las áreas coloreadas de A y B representan la zona sobre-excavada producto de la formación de cuñas inestables al producirse la intersección entre las discontinuidades dispuestas en orientaciones desfavorables con la sección del túnel excavado (modificado de Gonzales de Vallejo, 2002).

Luego de la identificación y aislación de las estructuras que juegan un rol en la sobre-excavación en cada *DTM*, éstas se subdividen según la manera en que forman los planos de las discontinuidades



que controlan los bloques que han sido sobre-excavados. Dicho de otra manera, un plano que controla la sobre-excavación puede estar formado por una estructura neta, clasificada como una estructura primaria; o bien el plano en realidad está constituido por un conjunto de planos de menores dimensiones dispuestos en orientaciones muy similares y que, al agruparse, conforman la cara del bloque sobre-excavado, clasificándolas en este caso como una estructura secundaria (Figura 6.8).



**Figura 6.8:** Clasificación de estructuras primarias y secundarias que controlan la sobre-excavación. A: DTM con las estructuras primarias y secundarias identificadas B: esquema de este mismo DTM con las estructuras primarias y secundarias (P y S respectivamente, líneas rojas) circundantes a la sección de diseño (líneas negras).

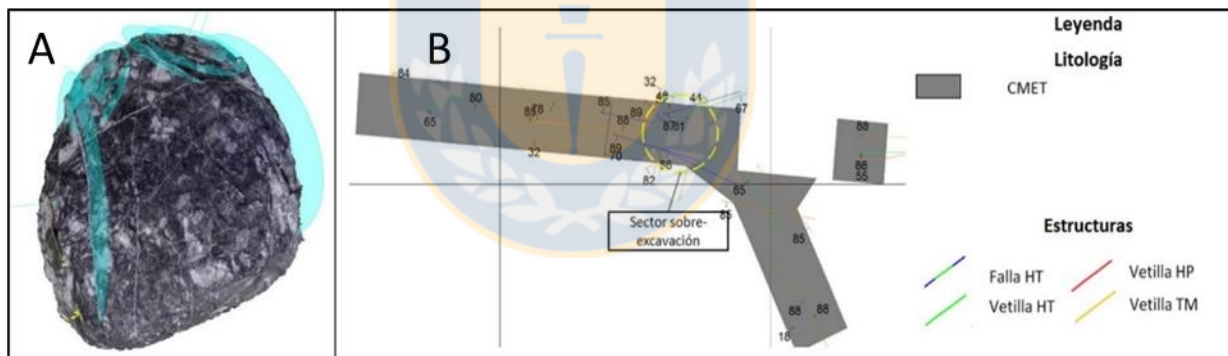
## 6.4. Caracterización de las estructuras que controlan la sobre-excavación

Cada estructura que controla la sobre-excavación es caracterizada según sus propiedades geométricas y geológicas. Las características específicas estudiadas en este trabajo corresponden a: tipo de estructura (falla, vetilla, o fractura), longitud de traza expuesta, orientación (dirección de

manteo/manteo), ubicación espacial respecto a la orientación del túnel y relleno mineral (cuando sea posible).

#### 6.4.1. Tipo de Estructura

El reconocimiento del tipo de estructura se hace de manera visual a través del *software 3DM Analyst*, teniendo en cuenta las condiciones del macizo rocoso de la zona estudiada. En caso de ser estructuras selladas o abiertas sin índices cinemáticos y con relleno mineral se clasifican como vetillas (Figura 6.10). Las fallas se reconocen por los índices cinemáticos (siempre y cuando puedan observarse), sus altas dimensiones en cuanto al largo y ancho y por el manteo sub-vertical (los sistemas de fallas en el área estudiada tienen, en su mayoría, manteos cercanos a los 90°). Además, éstas se encuentran previamente mapeadas en terreno, por lo que son analizadas en la base de datos de mapeo en el *software Xilab* utilizado por personal de la mina para ratificar el reconocimiento del tipo de estructura (Figura 6.9).

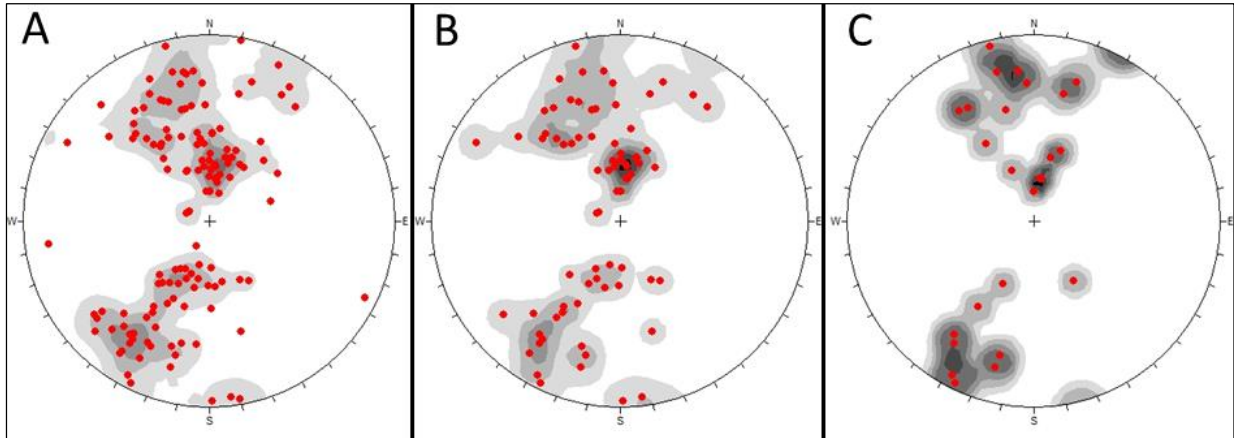


**Figura 6.9:** Caracterización de estructuras según su tipo. A: DTM con estructuras reconocidas como fallas (estructuras sub verticales de grandes dimensiones) junto a vetillas (estructuras sub horizontales de pequeñas dimensiones), las cuales controlan la sobre excavación en el túnel. B: mapa creado en *Xilab* de la sección XC-2AS a la cual corresponde este DTM, donde las mismas fallas han sido previamente mapeadas en terreno.

#### 6.4.2. Longitud de traza expuesta y orientación de las estructuras

Estas propiedades son obtenidas luego de delimitar el plano sobre la traza de la estructura mapeada en *3DM Analyst*. La orientación es trabajada como dirección de manteo/manteo (*Dip direction/dip*) mediante el *software Dips*. Cada plano correspondiente a una estructura que controla la sobre-

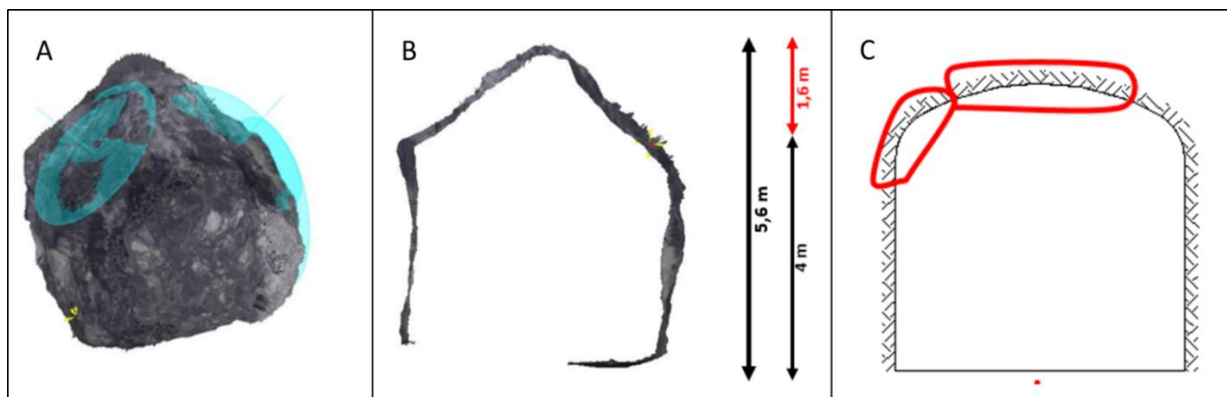
excavación lleva asociado una información específica respecto a su largo de traza y orientación al momento de exportarla para su posterior análisis (Figura 6.10).



**Figura 6.10:** Orientación y largo de traza expuesta de estructuras que controlan la sobre-excavación en la sección XC-2AS. A: Estructuras mayores a 1,5 m de largo de traza expuesta. B: mayores a 2,0 m. C: Mayores a 3,0 m (*Software Dips*).

### 6.4.3. Ubicación espacial

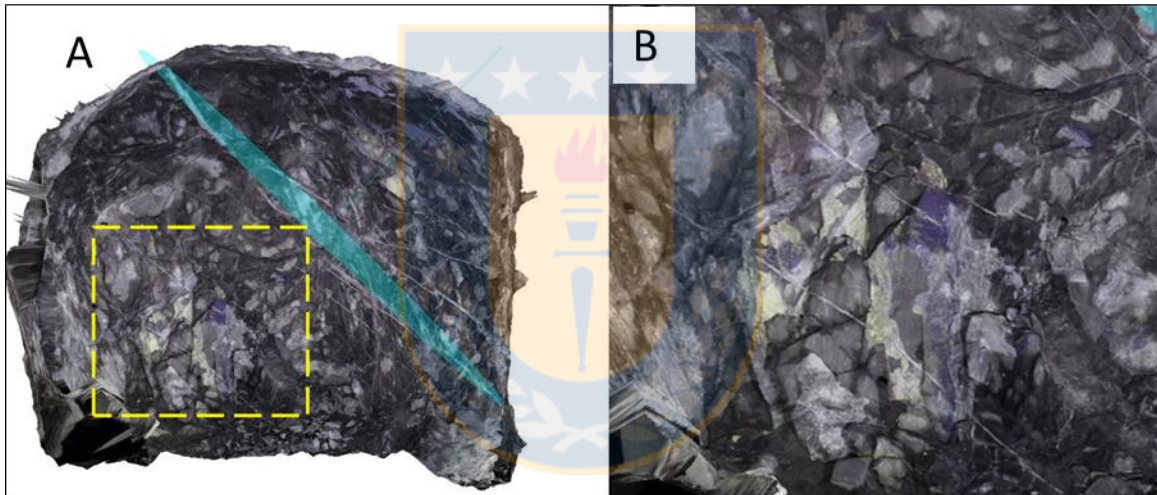
Esta característica es fácilmente identificada al observar el *DTM*, ya que las estructuras están distribuidas delimitando las zonas sobre-excavadas. Esta caracterización permite identificar, junto al análisis de la sección transversal, el foco de la sobre-excavación respecto al *DTM* (Figura 6.11).



**Figura 6.11:** Ubicación espacial de las estructuras que controlan la sobre excavación. A: Vista isométrica de *DTM* 8881. B: vista frontal *DTM* 8881. C: perfil del foco de mayor sobre-excavación. En este caso está concentrado en la zona lateral izquierda y superior.

#### 6.4.4. Relleno mineral

La caracterización según el relleno mineral sólo se realiza en los *DTM* que tengan buena calidad de imagen, limpieza y nitidez. Es recomendable tener entendimiento previo sobre la identificación de minerales en terreno, ya que el criterio de reconocimiento hecho en la labor misma es con el que se identificará el relleno mineral mediante fotogrametría digital. El *software 3DM Analyst* permite ampliar la imagen de la estructura identificada en el *DTM* para poder, en algunos casos, reconocer la mineralogía que compone las vetillas (Figura 6.12). Además, algunas estructuras identificadas coinciden con la base de datos de *Xilab*, por lo que la mineralogía de las vetillas, en estos casos, puede ser interpretada desde este *software*.



**Figura 6.12:** Relleno mineral de estructuras que controlan la sobre excavación. A: *DTM* con la estructura seleccionada para su ampliación (cuadro amarillo). B: vetilla abierta que es ser caracterizada según su relleno mineral debido a la buena calidad de la imagen. Los minerales corresponden a calcopirita, anhidrita y yeso.

#### 6.4.5. Ficha de Sobre-excavación

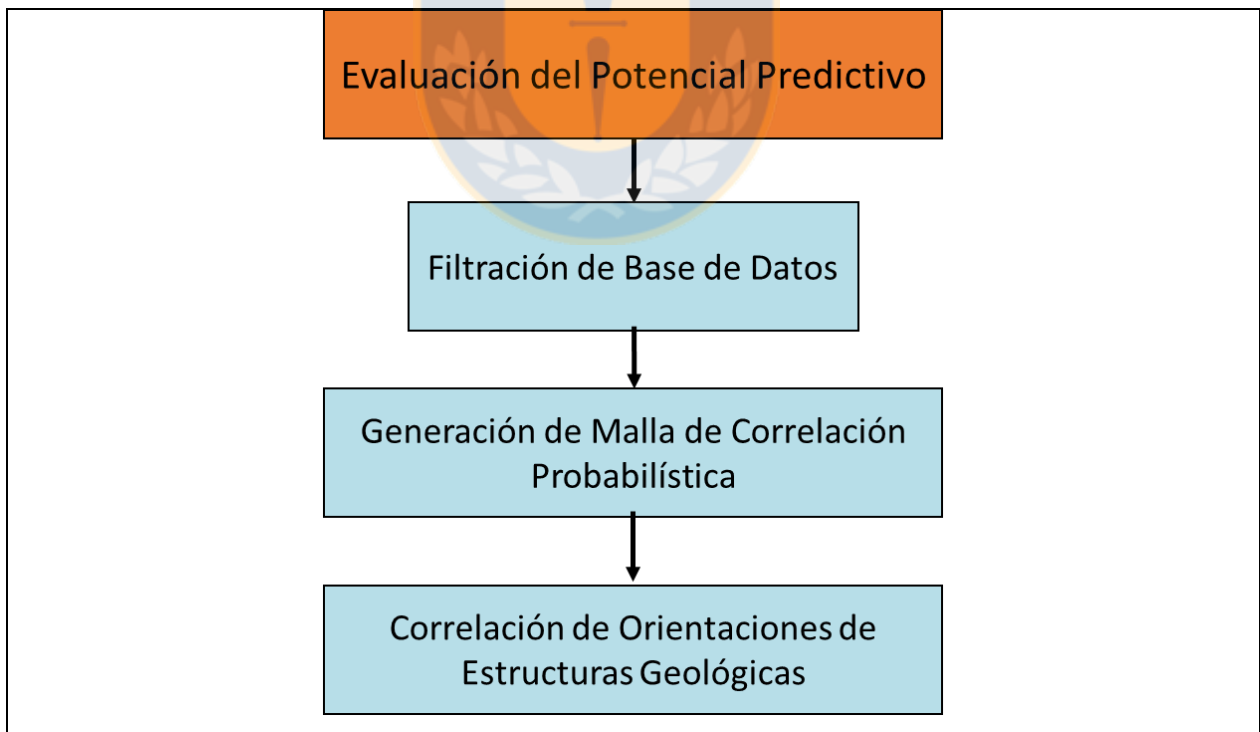
Un resumen completo de la sobre-excavación es efectuado para cada *DTM* estudiado mediante la confección de una ficha de sobre-excavación. La pauta de la ficha fue creada por personal de la mina, por lo que contiene los parámetros de interés geotécnico (Anexo C), los cuales son completados según la información obtenida al momento de caracterizar la sobre-excavación. La ficha permite sintetizar los datos relacionados con la sobre-excavación, haciendo mucho más

sencillo el análisis de la información y además permite respaldar los datos. El análisis en detalle de esta ficha se encuentra en el Anexo C.



## 7. EVALUACIÓN DEL POTENCIAL PREDICTIVO MEDIANTE LA CORRELACIÓN DE PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS

La evaluación del potencial predictivo es desarrollada en base a las orientaciones obtenidas de todas las estructuras mapeadas con una longitud de traza expuesta mayor a 1,5 m de largo. La base de datos de *DTM* debe ser previamente filtrada para así trabajar con parámetros similares (condiciones semejantes para disminuir el sesgo) y obtener resultados representativos al correlacionar probabilísticamente las estructuras pertenecientes a las secciones de los túneles de la zona estudiada. La correlación estadística permite comprender de mejor manera el comportamiento y dinámica del *stockwork* a medida que avanza el desarrollo de un túnel, para así estudiar el potencial de predicción presente en las estructuras mapeadas en un *DTM* respecto al *DTM* siguiente (Figura 7.1).



**Figura 7.1:** Diagrama de flujo de la metodología para evaluar el potencial predictivo de las estructuras mapeadas. La correlación estadística se desarrolla mediante el cálculo del Coeficiente de Correlación de Pearson.

## 7.1. Filtración de Base de Datos

Para asegurar la cantidad de estructuras que presente resultados consistentes y representativos al momento de realizar la correlación se debe desarrollar una base de datos, en la cual los *DTM* presenten la máxima igualdad posible en cuanto al número de estructuras mapeadas, o que al menos la cantidad de estructuras sea tal que permita identificar una clara tendencia de las orientaciones de estas en un *DTM*.

En la mina El Teniente la calidad de los *DTM* se clasifican en tres categorías: buena, regular y mala, según los problemas que puedan mostrar tales como presencia de polvo, agujeros, humedad, sombra, mala iluminación y/o mala resolución. La calidad deficiente de la imagen analizada no permite un buen estudio de las estructuras, provocando un sesgo en la información obtenida al momento de mapear, ya que muchas discontinuidades no serán visibles o no se podrá seguir su traza con seguridad. La base de datos conseguida no es representativa y está alejada de la realidad del arreglo estructural del *DTM* analizado, por lo que todos los *DTM* con calidad deficiente en la resolución de la imagen son eliminados para este análisis.

El segundo criterio para filtrar la base de datos es el número de estructuras mapeadas en cada *DTM*. Si bien está directamente relacionado a la calidad de la imagen estudiada, también es posible alcanzar una baja población al mapear en litologías que dificulten la identificación de estructuras. Por lo general, el mapeo se hace en una litología correspondiente a CMET, el cual es de tonalidad oscura por lo que produce un buen contraste con el relleno de las vetillas que componen el *stockwork* permitiendo una identificación relativamente sencilla y completa. Sin embargo, cuando la litología es de tonalidad más clara se confunde con las tonalidades de las vetillas, dificultando la identificación y seguimiento de la traza de éstas. Para este análisis el número mínimo de estructuras mapeadas por *DTM* es de mayor a 50, ya que todos los *DTM* de buena calidad mapeados, tanto en CMET y otras litologías, que poseen una cantidad superior a ésta poseen información representativa y clara en cuanto a las familias de estructuras mapeadas y sus tendencias de orientaciones. La calidad de la información disminuye drásticamente al reducir el número mínimo de estructuras por *DTM*, por lo que es preferible disminuir el sesgo provocado por esta información no característica y quedarse sólo con los datos altamente significativos y de alta calidad mediante

la eliminación de *DTM* que no cumplan esta regla, asegurando un resultado representativo y coherente.

## 7.2. Distribución probabilística de parámetros geométricos

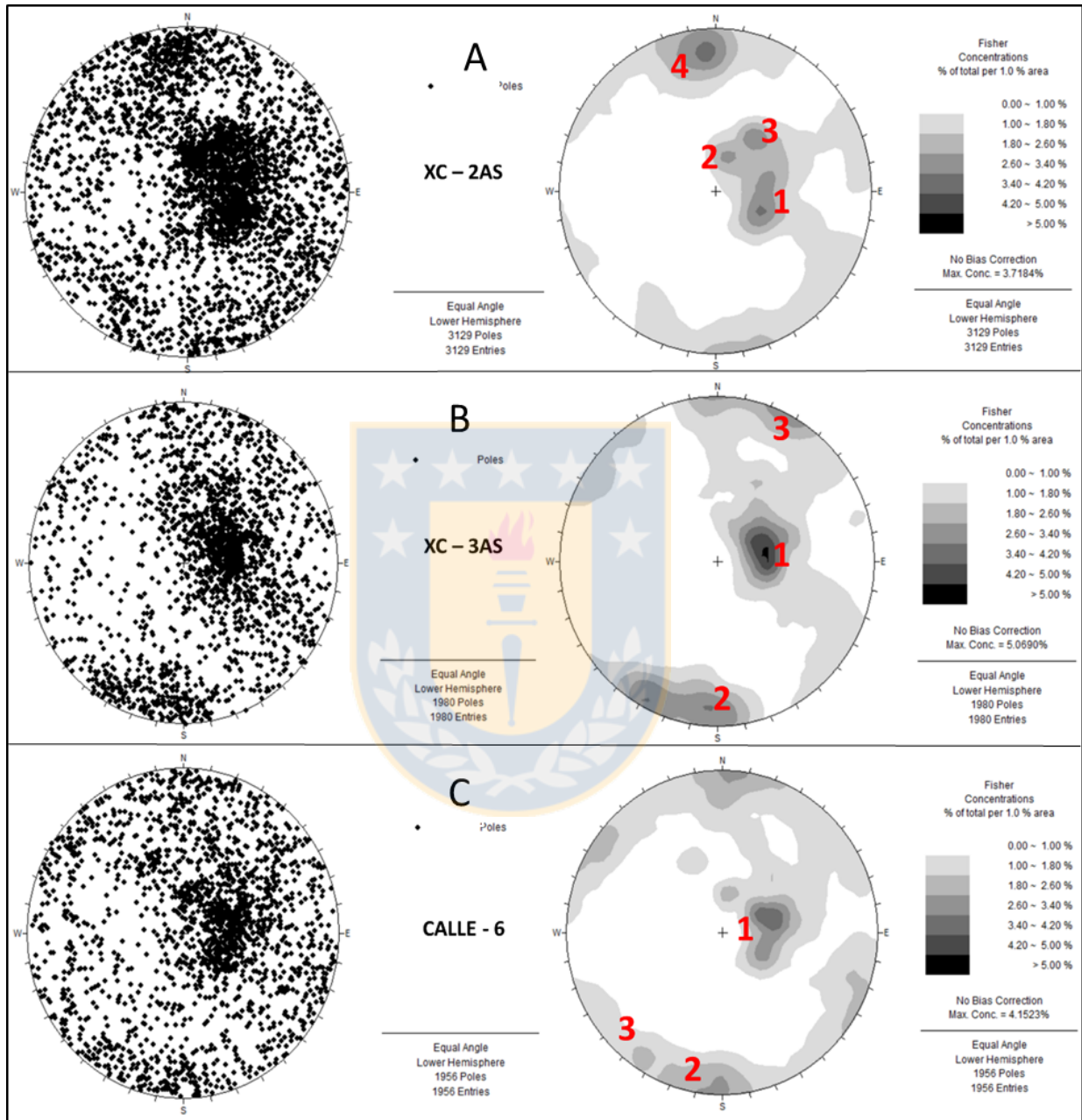
Es importante conocer el tipo de distribución probabilística que poseen las características de las estructuras, en este caso el manto y dirección del manto, ya que estas últimas son representadas en proyecciones estereográficas que posteriormente son correlacionadas entre sí, por lo que el método de correlación utilizado debe ser el adecuado según la distribución reconocida para los parámetros.

Las fracturas geológicas son por naturaleza extremadamente heterogéneas. El fracturamiento de roca es un proceso complejo y sensible a las variaciones de las condiciones geológicas en el entorno, tales como cambios en los esfuerzos geológicos, presión de fluidos hidrotermales, entre otros. Luego, las fracturas son originadas y propagadas cuando los esfuerzos externos igualan o superan a la resistencia del macizo rocoso, dando como resultado sistemas de fracturas complejos formados por distintas condiciones geológicas, que pueden ser agrupados en familias de fracturas según sus similitudes en las orientaciones al ser observadas en una proyección estereográfica. Producto de esto el análisis de la distribución de los parámetros de manto y dirección de manto se hace un proceso con un alto nivel de complejidad (Tran, 2007).

Diversos autores han estudiado la distribución probabilística del manto y dirección del manto con el fin de determinar cuál es la que se ajusta a la distribución real de estos parámetros, proponiendo diferentes metodologías para el correcto estudio de estas características. Wang *et al.* (2016) analiza las proyecciones de polos de los planos de fractura y los estereogramas de contorno de igual densidad para dividir estas estructuras geológicas en unidades distintivas dentro de la proyección en forma de sets estructurales que agrupan estructuras geológicas con rangos de orientaciones similares. Una vez identificados los sets principales analiza la distribución del manto y de la dirección del manto de cada uno de éstos para cada proyección estereográfica. En la Figura 7.2 se observan las proyecciones estereográficas de los dos cruzados y del *drift* estudiados, donde se identifican algunos de los sets principales para poder determinar



posteriormente el tipo de distribución estadística que presentan sus valores de orientación para cada uno de estos sets.



**Figura 7.2:** Proyecciones de polos de los planos y su mapa de contornos de igual densidad de las estructuras geológicas identificadas en las secciones A: XC-2AS, B: XC-3AS, C: CALLE-6. A partir de estas proyecciones se identifican los sets principales para analizar su distribución por separado.

Al analizar los sets estructurales de cada túnel determinados en las proyecciones en la Figura 7.2, los histogramas obtenidos de estos sets (Figura 7.3, Figura 7.4, Figura 7.5) presentan en general

buen ajuste respecto a la distribución normal y además concuerdan con el estudio de Wang *et al.* (2016) el cual indica que tanto el manto y dirección del manto tienden a disponerse siguiendo una distribución normal o cercana a esta.

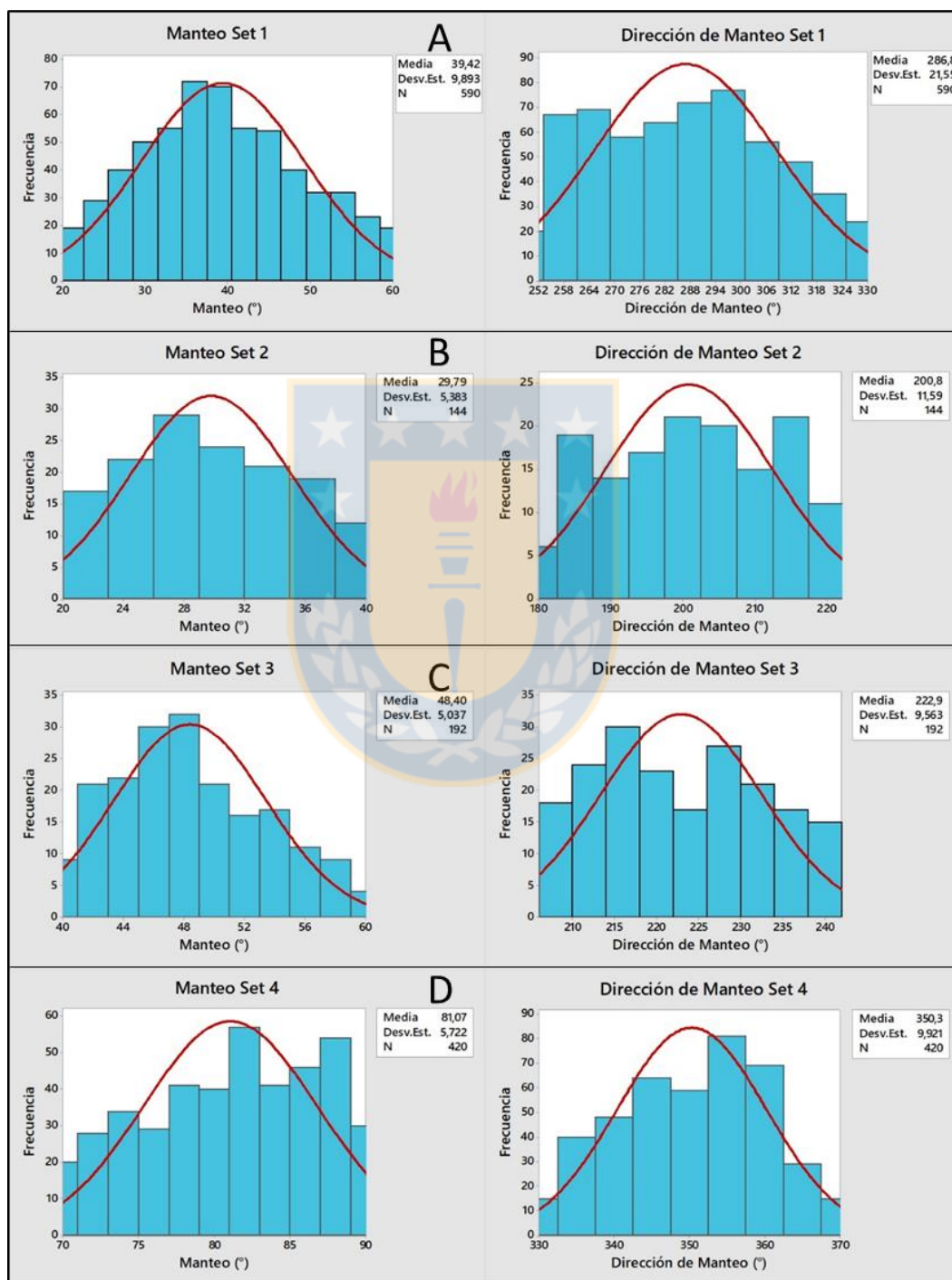


Figura 7.3: Distribución de manto y dirección de manto de: A: set 1. B: set 2. C: set 3. D: set 4, identificados en la sección XC-2AS.

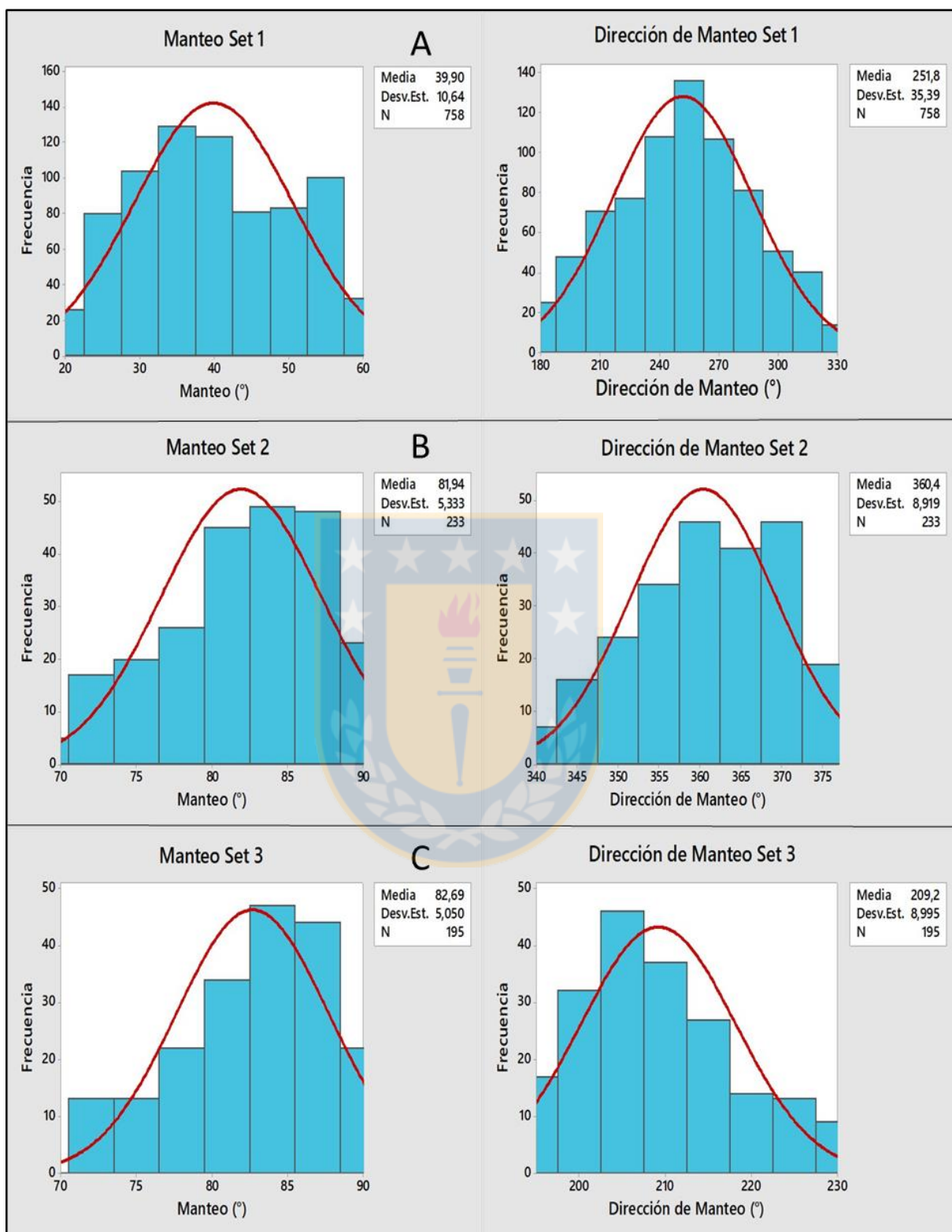
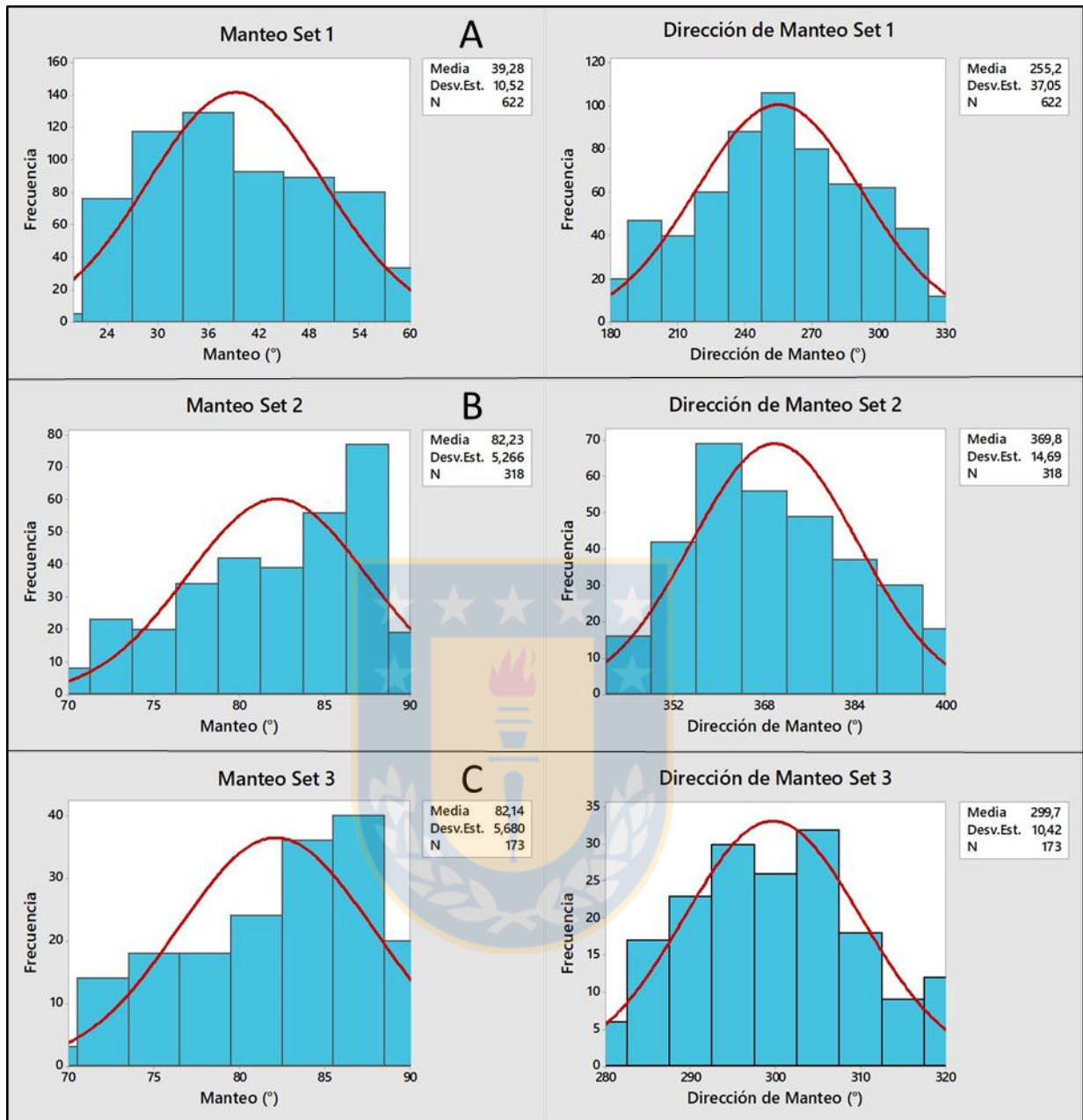


Figura 7.4: Distribución de manto y dirección de manto de: A: set 1. B: set 2. C: set 3, identificados en la sección XC-3AS.

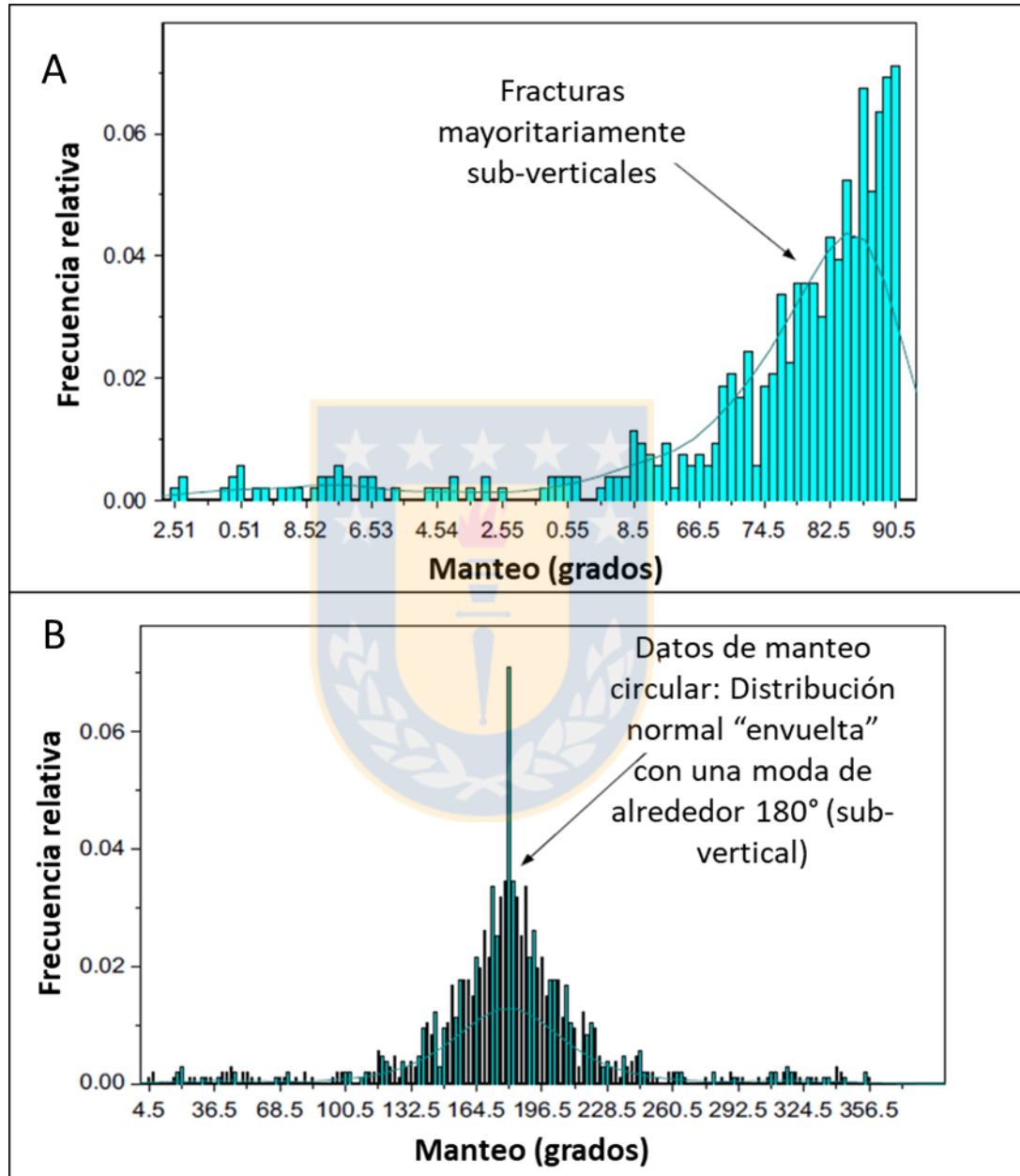


**Figura 7.5: Distribución de manto y dirección de manto de: A: set 1. B: set 2. C: set 3, identificados en la sección CALLE-6.**

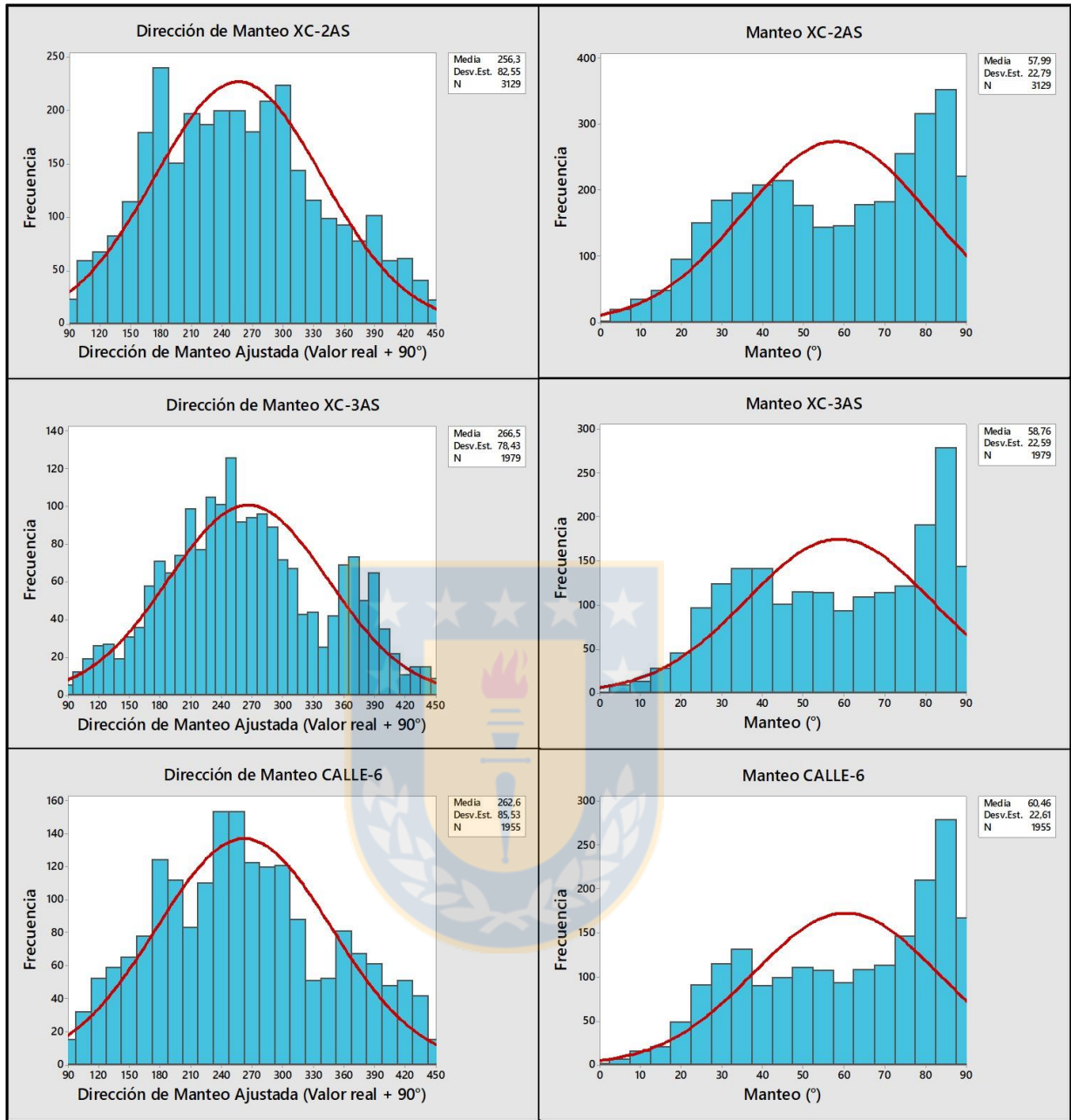
Sin embargo, el hecho de que estos análisis estadísticos sean desarrollados en datos lineales conlleva, en ciertos casos, a que los resultados obtenidos provoquen sesgos observacionales importantes (Tran, 2007). Por ejemplo, en estadística lineal, el promedio entre direcciones de manto de valor  $1^\circ$  y  $359^\circ$  es  $180^\circ$ . No obstante, el valor promedio real es  $0^\circ$ , ya que las dos direcciones de manto de valor  $1^\circ$  y  $359^\circ$  están desviadas sólo por  $1^\circ$  del N. En los histogramas de este estudio cuando la dirección de manto de un set está en un rango que abarca valores cercanos

a los  $360^\circ$  y al  $0^\circ$ , es decir, presenta valores al W y E del eje N del estereograma, ésta es ajustada transformando los valores mayores o iguales a  $0^\circ$  de manera que sean la continuación del valor  $360^\circ$ , como es el caso del histograma de Dirección de Manteo del Set 2 en la Figura 7.5 donde el valor  $400^\circ$  en realidad es la suma del valor real ( $40^\circ$ ) y el valor de una circunferencia completa ( $360^\circ$ ) permitiendo minimizar en cierta medida este sesgo por truncamiento. Otro sesgo se observa en los histogramas de manteo que contienen valores sub-verticales cercanos a  $90^\circ$ , los cuales siguen una distribución log-normal con un fuerte truncamiento al llegar a este valor que no simbolizan la distribución real de este parámetro. Tran (2007) menciona que, para datos circulares, como es el caso de las proyecciones estereográficas, existen dos formas típicas de histogramas: lineal y angular. Un histograma lineal es creado si los datos son lineares (Figura 7.3, Figura 7.4, Figura 7.5) y no angulares, mientras que un histograma circular se obtiene al “envolver” este histograma lineal alrededor de una circunferencia mediante una serie de cálculos los cuales logran representar proporcionalmente estas concentraciones (Tran, 2007). Dicho de otro modo, el análisis de las distribuciones de cada set estructural mediante histogramas lineares posee problemas de truncamiento al considerar los valores extremos de la proyección estereográfica (valores cercanos a  $0$  o  $90^\circ$  para el manteo y valores cercanos al  $0$  o  $360^\circ$  para la dirección del manteo). Un ejemplo de esta afirmación se observa en la Figura 7.6, correspondiente a un análisis de distribución realizado por Tran (2007) donde genera, a partir de la misma base de datos de manteo, un histograma de manteo sub-vertical representado de forma lineal y angular, donde si bien está truncado a los  $90^\circ$  en el histograma lineal, en el caso del histograma angular presenta una distribución normal. Este mismo truncamiento es identificado tanto en los sets de estructuras geológicas con manteos sub-verticales cercanos a  $90$  de las secciones XC-2AS, XC-3AS y CALLE-6 como en los histogramas de los valores de manteo para el total de estructuras geológicas levantadas en cada cruzado y *drift* (Figura 7.7), existiendo una clara similitud en la distribución de los histogramas lineares de manteo donde tanto el modelo de Tran (2007) como los histogramas de manteo con valores sub-verticales de este estudio (Figura 7.3, Figura 7.4, Figura 7.5) y los histogramas del total de estructuras geológicas de cada sección (Figura 7.7) poseen una distribución log-normal con un fuerte truncamiento a los  $90^\circ$ . Esta alta similitud entre los histogramas de valores de manteo sub-vertical, tanto a una escala de set estructural como a una escala del nivel de la sección total implica que también deben ser semejantes al histograma angular de Tran (2007), y por lo tanto, de exhibir una distribución normal o cercana a esta para los valores de manteo sub-

verticales con truncamiento en los  $90^\circ$ . Por lo tanto, tanto para el análisis de Wang *et al.* (2016) y Tran (2007) (para los manteos con truncamiento en los  $90^\circ$ ), se confirma una distribución normal o cercana a ésta, tanto a escala de sets estructurales como del total de estructuras por sección.



**Figura 7.6:** Ejemplo de histograma lineal (A) y angular (B) de un mismo set de datos de manto sub vertical. Notar truncamiento de histograma lineal con una distribución Log normal altamente semejante a las obtenidas para las secciones analizadas en este estudio y la distribución normal del histograma angular. Modificado de Tran (2007).



**Figura 7.7:** Histogramas de manto y dirección de manto del total de datos para cada una de las tres secciones analizadas en este estudio. Notar el buen ajuste a una distribución normal (curva roja) para la dirección de manto y el fuerte truncamiento a los 90° para los histogramas de manto con una distribución similar a log-normal.

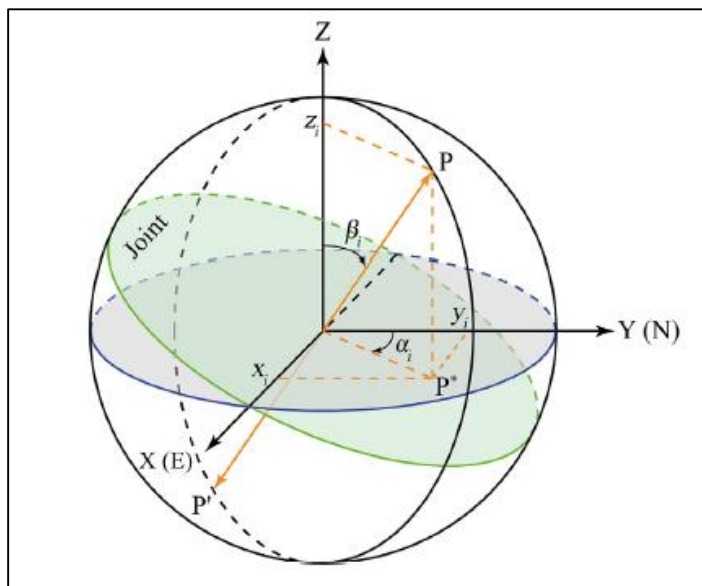
Respecto a la dirección de manto, se identifica un buen ajuste a la distribución normal o cercana a esta en los principales sets estructurales (Figura 7.3, Figura 7.4, Figura 7.5) como también en el total de estructuras geológicas para cada sección estudiada, cuyos valores fueron ajustados de manera que el sesgo por truncamiento de valores extremos fuese disminuido (Figura 7.6).

Tanto Wang *et al.* (2016) como Tran (2007) determinan para sus estudios, mediante distintos métodos, distribuciones normales o cercanas a estas para los parámetros de manto y dirección de manto, las cuales concuerdan y son altamente similares con las distribuciones observadas en este trabajo. Además, se han desarrollado diversos estudios de orientaciones usando métodos de correlación asumiendo distribuciones normales o cercanas a esta para diferentes objetivos, tales como Martin y Tannant (2004) el cual determina límites de los dominios estructurales en minas de diamante, Phi *et al.* (2015) evidencia la similitud de patrones de orientaciones de estructuras geológicas mediante el uso del coeficiente de correlación, Quoc Phi *et al.* (2012) analiza la similitud de la densidad de fracturas en sondajes y la relación entre el coeficiente de correlación y el RQD, entre otros. Debido a que los datos de este estudio se asemejan a una distribución normal y a que estudios anteriores han mostrado resultados contundentes al utilizar métodos estadísticos paramétricos al correlacionar orientaciones de estructuras geológicas, es que se elige para este estudio el uso de un método estadístico paramétrico.

### 7.3. Generación de Malla de Correlación Probabilística

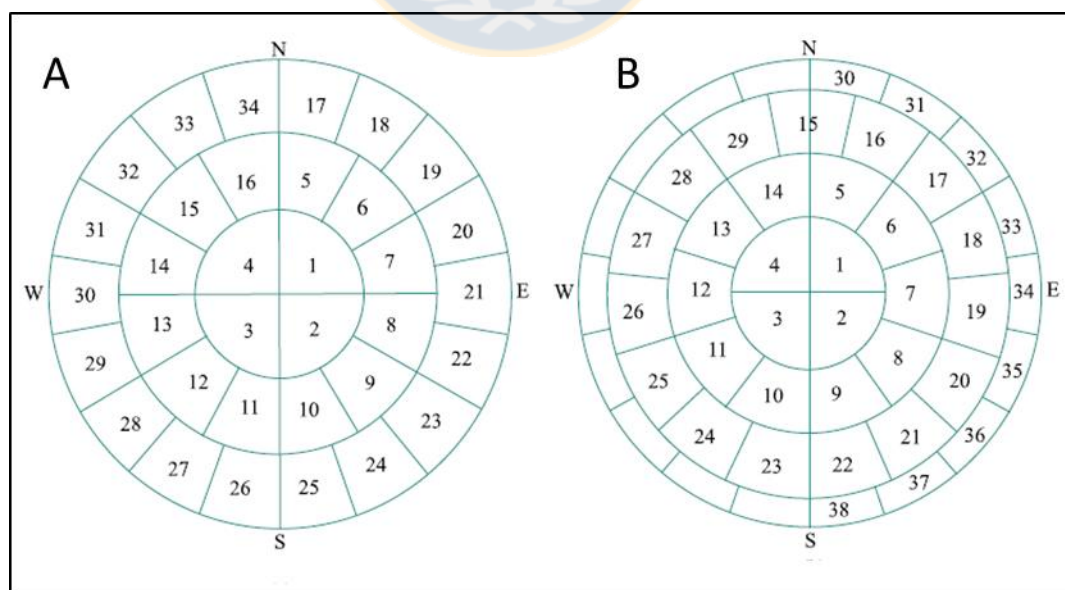
Cuando en un estereograma se introducen grandes cantidades de planos, la lectura y posterior interpretación de éstos se hace engorrosa, debido a la superposición de las trazas de los planos que se cruzan entre sí. Sin embargo, es posible representar la orientación de un plano mediante una recta normal a éste, por lo que se proyecta en el estereograma como un punto que recibe el nombre de polo del plano, el cual siempre se sitúa a  $90^\circ$  del centro del plano que simboliza (Figura 7.8). Por ejemplo, si el plano tiene un manto de  $20^\circ$ , el polo para este plano se mostrará en el estereograma como un valor invertido, es decir,  $90^\circ - 20^\circ = 70^\circ$ , si el plano posee un manto horizontal el polo proyectado se encontrará en el centro del estereograma, mientras que si presenta un manto vertical el polo caerá en el límite exterior del estereograma. De este modo es posible analizar e interpretar grandes cantidades de discontinuidades a través de los polos de los planos, ya que, en un solo punto, se encuentra concentrada tanto la información de dirección del manto como el manto del plano estudiado.



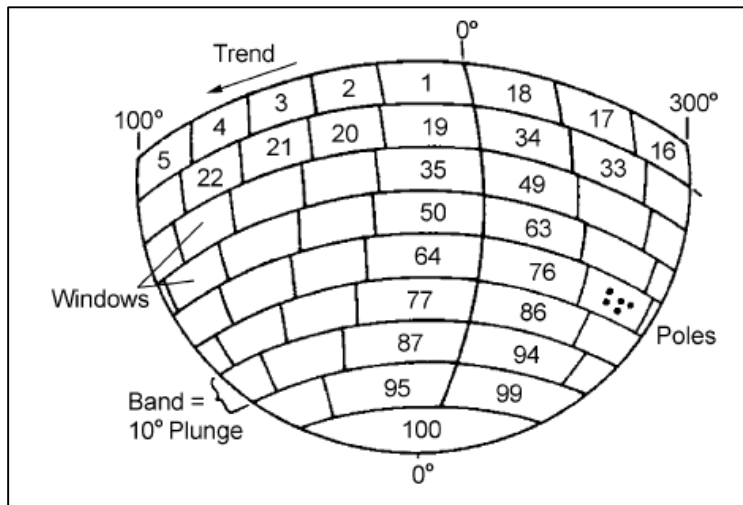


**Figura 7.8:** Diagrama de ilustración de la orientación de un plano en el hemisferio N de la esfera estereográfica. Sistema de coordenadas cartesiano  $(x, y, z)$ , sistema de coordenadas geológico  $(\alpha, \beta)$ . Nota:  $\alpha$  se mide desde el Norte (N), siendo la dirección de mateo, y  $\beta$  es el ángulo medido en un plano vertical entre el plano horizontal y la proyección del plano. P corresponde al polo del plano creado por los valores de  $\alpha$  y  $\beta$  (Modificado de Zhan, 2017).

Para poder determinar los dominios estructurales predominantes mediante la comparación de proyecciones estereográficas, Miller (1983) diseñó un método en el cual dividió el hemisferio Sur de la proyección estereográfica en casillas de igual área que posteriormente serían correlacionadas entre sí (Figura 7.9). Mahtab y Yegulalp (1984) usaron este tipo de división para la superficie del hemisferio Sur, mediante la creación de 100 casillas de áreas aproximadamente iguales (Figura 7.10).



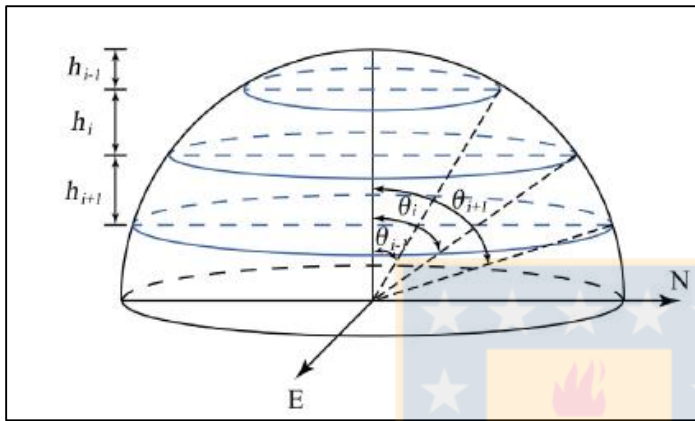
**Figura 7.9:** Mallas de casillas de igual área. A: Malla de 34 casillas. B: Malla de 38 casillas (Modificado de Miller, 1983).



**Figura 7.10:** División de hemisferio S de esfera estereográfica en 100 casillas de igual tamaño. Se generan 9 bandas (*bands*) de casillas (*windows*) separadas por un *Plunge* de 10° (Modificado de Mahtab y Yegualp (1984)).

Si bien en esta última se obtienen buenos resultados, esta metodología tiene limitantes en cuanto al sesgo provocado al utilizar casillas de igual tamaño, ya que se debe intentar abarcar las concentraciones de polos de diferentes tamaños de la manera más homogénea posible. Además, necesita de una base de datos mayor a 150 polos por estereograma (Miller, 1983) para obtener resultados representativos, lo que muchas veces no es posible alcanzar, como es el caso de este estudio. Otro punto a considerar es que si se generan demasiadas casillas para una base de datos más bien pequeña, el resultado obtenido mostrará gran número de ventanas con una cantidad despreciable de datos de polos o sin información. Producto de esto es que se debe modificar el número de casillas para ajustarla a la población de datos utilizada y así poder abarcar las concentraciones más relevantes del estereograma. Al seleccionar el tamaño ideal de cada casilla se debe tomar en cuenta, en estudios de estabilidad de túneles, la influencia de orientaciones de estructuras en la estabilidad de los túneles, donde las concentraciones de polos de planos ubicados cercanos al centro del estereograma, que representan sets sub-horizontales, pueden ser ubicados en casillas de mayor área, ya que desde un punto de vista del comportamiento ingenieril las estructuras con bajos manteos no son tan importantes como las discontinuidades de altos valores de manteo; lo que permite que las estructuras sub-horizontales puedan ser agrupadas en ventanas más grandes. Por otro lado, las concentraciones de polos ubicados cercanos al perímetro del estereograma representan discontinuidades sub-verticales, las cuales definen caras de cuñas posiblemente inestables. Por lo tanto, lo ideal es tener casillas más grandes cercanas a la base del hemisferio Sur, con una disminución progresiva del tamaño de éstas a medida que se avanza hacia el perímetro (Martin y Tannant, 2004).

En este estudio se utilizará la metodología de división propuesta por Miller (1983), adaptando los criterios de división según las concentraciones de polos identificadas en las proyecciones estereográficas de este estudio. El primer paso, como se muestra en la Figura 7.11, es el de dividir el hemisferio de la esfera estereográfica en  $n$  bandas de manto. Desde la base de la esfera al hemisferio Sur las alturas de cada banda de manto es  $h_1, h_2, \dots, h_n$ , y los ángulos entre los bordes de las bandas y el centro de la esfera son  $\theta_1, \theta_2, \dots, \theta_n$ .



**Figura 7.11: División de superficie hemisférica N en casillas de igual área.** El procedimiento y los cálculos son idénticos para el hemisferio S (Modificado de Zhan *et al.*, 2017).

Según el método infinitesimal, el área de la superficie de las bandas puede ser expresada como:

$$dA = 2\pi(R \sin\theta)Rd\theta$$

Donde  $R$  es el radio del hemisferio;  $2\pi(R \sin\theta)$  es el perímetro de la banda infinitesimal y  $Rd\theta$  representa la altura de la banda infinitesimal. Luego, como se observa en la Figura 7.10 la altura  $h_i$  de la banda de manto  $i$  está dada por:

$$h_i = R \cos\theta_{i-1} - R \cos\theta_i$$

Los cálculos posteriores para obtener el valor de las áreas de cada casilla incluyen una serie de operaciones integrales que se encuentran en detalle en el Anexo D. A continuación se muestra los resultados finales de estas operaciones, donde el valor de  $\theta_i$  es fácilmente obtenido mediante las siguientes ecuaciones:

$$\begin{cases} \theta_1 = \arccos\left(1 - b_1 / \sum_{i=1}^n b_i\right) \text{ para } i = 1 \\ \theta_i = \arccos\left(\cos\theta_{i-1} - b_n / \sum_{i=1}^n b_i\right) \text{ para } i \geq 2 \end{cases}$$

Donde  $b_i$  es el número de casillas deseadas para la banda de manto  $i$ . En adición, al conocer el número de casillas para cada banda de manto, el ángulo  $\alpha_i$  entre cada casilla de la banda  $i$  puede ser determinada por:

$$\alpha_i = \frac{360^\circ}{b_i}$$

Estas ecuaciones permiten definir una malla de casillas que presenten un mismo valor de área en la superficie del hemisferio Sur de la esfera estereográfica. Sin embargo, como esta división está sobre una esfera (3D) no es fácil visualizar la malla generada (Figura 7.9). Por lo tanto, se utiliza la proyección de igual área de Schimdt del hemisferio S para transformar la malla a una escala 2D. El flujo de procesos a seguir para realizar esta metodología se detalla en la Figura 7.12.

Para este estudio los criterios a considerar para seleccionar el número de bandas de manto y el número de casillas por cada banda son:

1. Conocimiento previo del arreglo estructural; se deben identificar los sets (concentraciones) de las estructuras a analizar de manera que la malla se adapte de buena manera a estas concentraciones. En este caso la malla es generada luego de analizar las proyecciones estereográficas del total de estructuras de cada una de los tres túneles estudiados.
2. Especial énfasis en estructuras mayores a  $60^\circ$  de manto (inclinación sub-vertical) ya que son relevantes en términos de estabilidad en comparación a los sets sub-horizontales. A medida que las bandas de manto se acercan a la periferia el número de casillas por banda aumenta (y disminuye el ángulo de cada casilla) y, por lo tanto, el análisis es cada vez más específico a medida que las estructuras aumentan su manto.

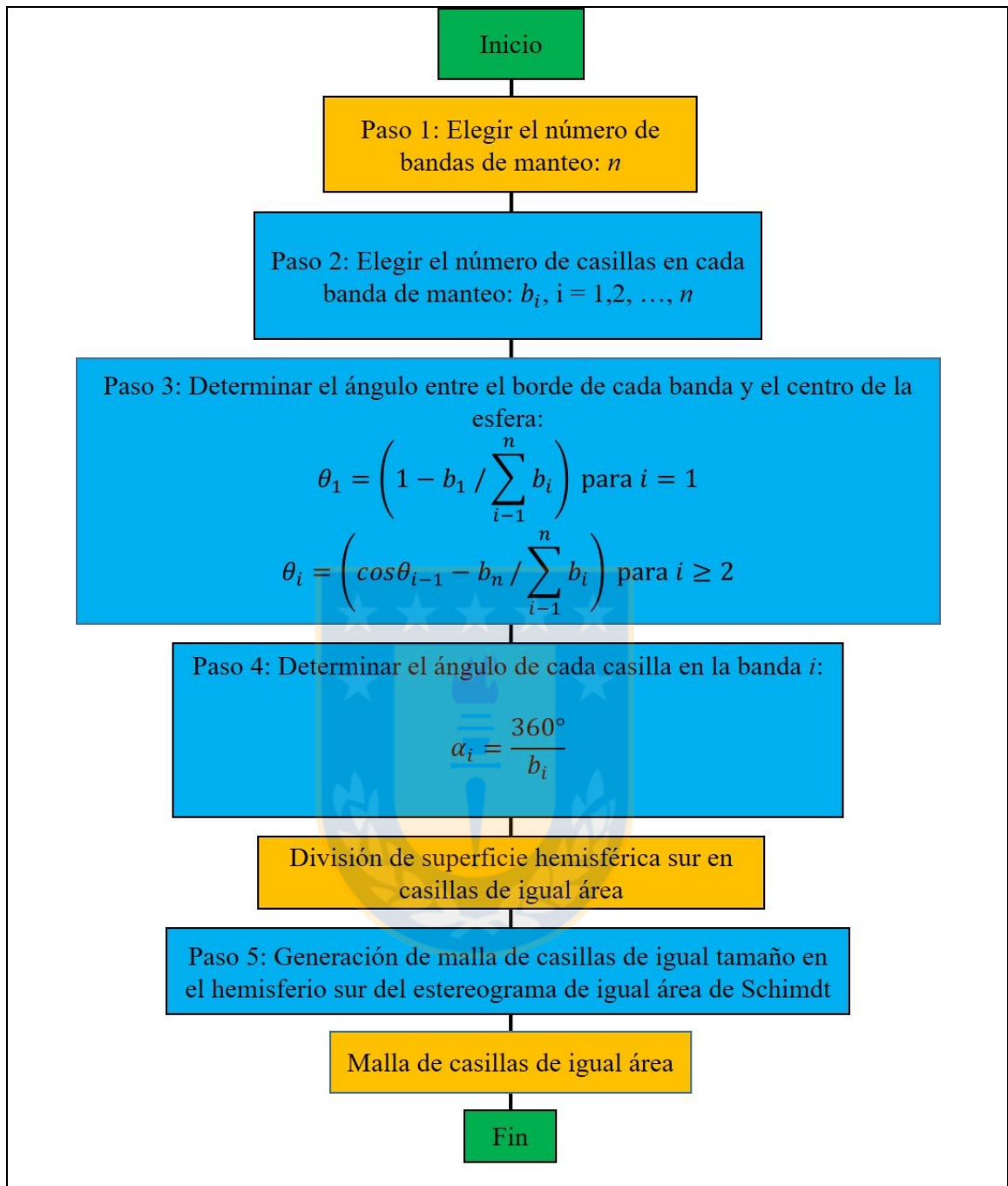
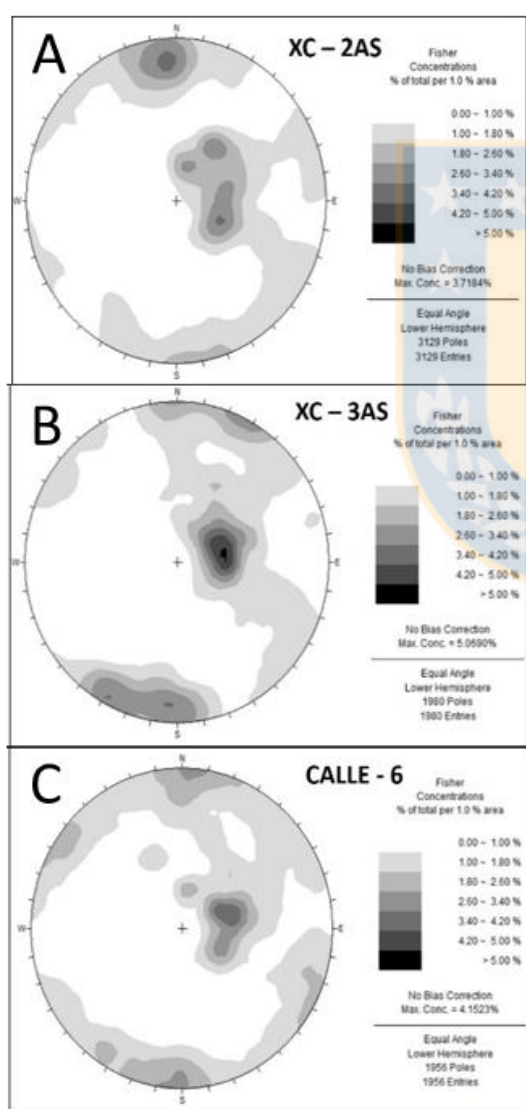


Figura 7.12: Diagrama de flujo mostrando pasos a seguir para la generación de mallas de casillas de igual área en el hemisferio Sur del estereograma de igual área de Schimdt (Modificado de Zhan et al., 2017).

- El número de bandas y número de casillas por banda deben adaptarse a los sets previamente identificados, de manera que estos últimos no sean truncados abruptamente. En el caso de que los sets sean amplios, idealmente deben ser divididos homogéneamente.

4. En lo posible, el tamaño de las casillas debe ser tal que no debiesen contener valores extremos de número de estructuras (salvo que efectivamente representen una concentración de polos y no una acumulación indebida de éstos), ya que estos valores abruptos producen grandes variaciones en los resultados obtenidos de la correlación.

Debido a que los sets de estructuras identificados en los tres túneles estudiados son similares entre ellos (Figura 7.13), se genera sólo una malla de casillas para analizar estas tres secciones. Los parámetros para la generación de la malla son los siguientes:



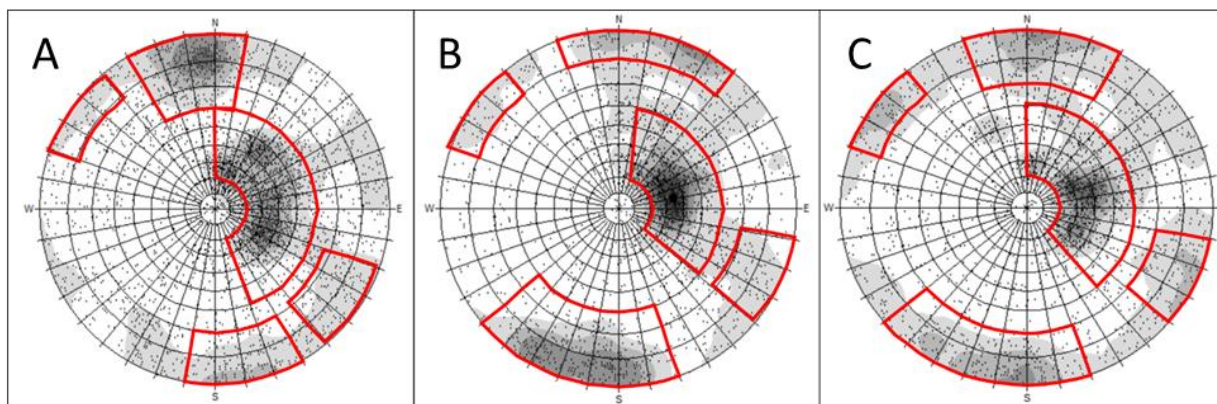
**Figura 7.13: Concentraciones de estructuras de secciones.** A: Sección XC-2AS. B: Sección XC-3AS. C: Calle-6. Notar similitud en sets sub-horizontales y sub verticales, además de la semejanza en zonas de baja concentración (Concentraciones de Fisher, donde Max. Conc.= Concentración Máxima)

1. Número de bandas elegido ( $n$ ): 5
2. Número de casillas por banda ( $b_i$ , desde centro de estereograma a periferia):  $b_1 = 4$ ,  $b_2 = 8$ ,  $b_3 = 9$ ,  $b_4 = 10$ ,  $b_5 = 12$  (Total de casillas: 43).
3. Ángulo entre el borde de la banda y el centro de la esfera ( $\theta_i$ , desde centro de estereograma a periferia):  $\theta_1 = 24,93^\circ$ ,  $\theta_2 = 43,88^\circ$ ,  $\theta_3 = 59,23^\circ$ ,  $\theta_4 = 73,8^\circ$ ,  $\theta_5 = 90^\circ$

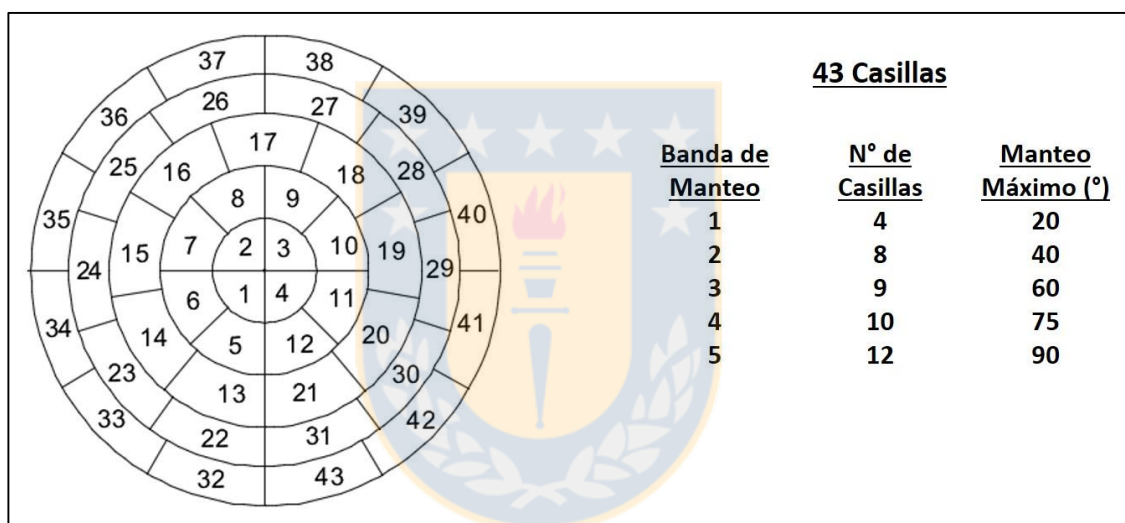
Ahora, si se analizan a grandes rasgos los sets de estructuras de cada túnel, se observa que los ángulos que determinan las bandas ( $\theta_i$ ) se ajustan parcialmente a éstos. El principal set ubicado al centro del estereograma se encuentra acotado, para los tres túneles, entre los  $20^\circ$  y los  $50^\circ$ - $60^\circ$ , y los sets sub-verticales varían entre los  $60^\circ$ - $70^\circ$  y  $90^\circ$ . Conociendo los límites de estos sets en cuanto a su manteo, los ángulos que delimitan las bandas se reajustan de manera que prioricen estas concentraciones identificadas, por lo que los nuevos ángulos entre el borde de la banda y el centro de la esfera ( $\theta_i'$ , desde centro de estereograma a periferia) corresponden a:

$$\theta_1' = 20^\circ, \theta_2' = 40^\circ, \theta_3' = 60^\circ, \theta_4' = 75^\circ, \theta_5' = 90^\circ \text{ (Figura 7.14).}$$

Así, la identificación de los sets principales de estructuras en los estereogramas permite definir la posición de las casillas al combinar estos nuevos ángulos que definen cada banda de manteo junto con el número de casillas por banda, lo que posibilita el análisis homogéneo de un set de estructuras con un alto rango de dirección de manteo al dividirlo en casillas de un mismo tamaño. La malla final generada consta de 43 casillas con casillas similares de valor de área en la proyección estereográfica (Figura 7.15). Para facilitar el conteo de polos de planos de estructuras cada banda de manteo tiene su comienzo al  $0^\circ$  de dirección de manteo (se considera el  $0^\circ$  como si fuera un polo de plano), siguiendo un orden numérico creciente.



**Figura 7.14:** Principales set de estructuras para A: XC-2AS, B: XC-3AS, C: CALLE-6. Notar la semejanza entre los sets en cuanto a sus rangos de manto, presentando pequeñas variaciones en valores de dirección de manto.



**Figura 7.15:** Malla de casillas de igual tamaño utilizada en este estudio. Total de 43 casillas.

Tradicionalmente, los dominios estructurales son determinados al identificar los sets de fracturas dominantes y luego comparando visualmente la similitud entre distribuciones de orientación de fracturas entre distintas zonas. Sin embargo, cuando las orientaciones se presentan de manera dispersa, como es el caso de este estudio, la comparación visual no es suficiente para determinar cuándo las muestras pertenecen a un mismo set de estructuras (Martin y Tannant, 2004). La formación de una malla de correlación permite abordar este problema desde un punto de vista estadístico al comparar cada casilla como una concentración de estructuras individual.

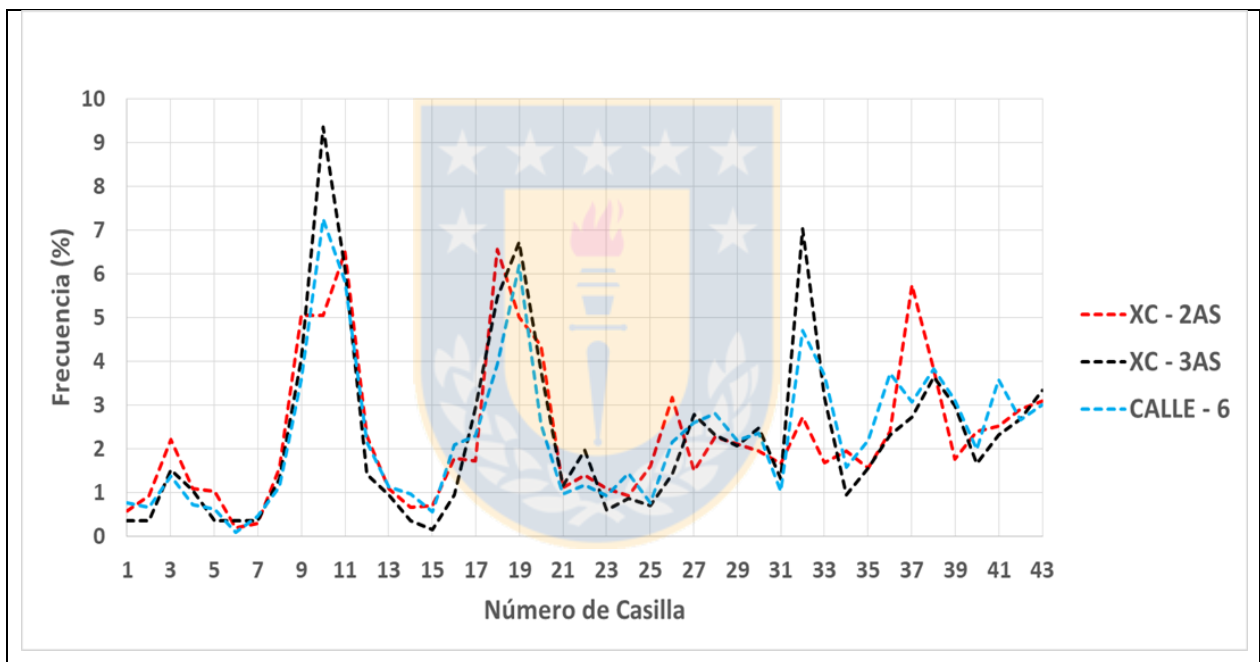


## 7.4. Correlación estadística entre proyecciones estereográficas

Para poder correlacionar los resultados obtenidos del conteo de número de estructuras geológicas por casilla al utilizar la malla, los resultados deben ser previamente normalizados al 100% para realizar una correlación estadística representativa. Si bien el número de estructuras por casilla en muchos casos coincide entre los *DTM* analizados, éstas difieren en el porcentaje que indican según la cantidad de estructuras mapeadas en el *DTM* respectivo. Por ejemplo, si en un *DTM* de 50 estructuras una casilla concentra 10 discontinuidades, están representarán el 20% del total. Si se compara con un *DTM* de 150 estructuras, las 10 discontinuidades identificadas en este último corresponderán al 6,667% del total.

Yegualp (1984) estipula que es importante establecer un valor de corte (*cut-off*) al “peso” o “fuerza” de las concentraciones que serán examinadas para el análisis de correlación entre dos muestras. La selección de este valor es arbitraria, aunque depende de la dispersión y características estructurales del área analizada como también de las necesidades del estudio y de la escala de las discontinuidades. Por ejemplo, Mahtab y Yegualp (1984) realizan un estudio sobre las orientaciones de discontinuidades de gran tamaño en una sección de aproximadamente 1 km<sup>2</sup> de superficie de un rajo abierto, eligiendo un valor de corte del 10% (concentraciones con valor menor al 10% no se consideran en el análisis de correlación). Quoc Phi *et al.* (2012) estudia la correlación entre estereogramas de una línea de detalle trazada a lo largo de un túnel excavado en rocas estratificadas, con sets de estructuras bien definidos y, por lo tanto, con muchas casillas sin contener estructuras, las que pueden causar sesgo si se incluyen en la correlación, por lo que realiza un algoritmo de normalización para reducir la cantidad de casillas sin información. En el caso de este estudio las estructuras geológicas mapeadas pertenecientes al *stockwork* muestran una gran dispersión en las orientaciones lo cual es típico de este arreglo estructural enrejado. Esto se observa de mejor manera en los estereogramas de contorno en la Figura 7.11, donde para las tres secciones estudiadas la concentración máxima alcanza sólo un 5%. Al analizar la frecuencia de estructuras por casillas utilizando la malla de correlación (Figura 7.16), se observa que las tres secciones estudiadas siguen patrones semejantes y que las concentraciones por casilla mantienen valores dispersos, con promedios de frecuencia de 2,33%, 2,32% y 2,33% para las secciones XC-2AS, XC-3AS y CALLE-6, respectivamente, y valores máximos que no alcanzan los 10% de frecuencia

relativa. Debido a esta fuerte dispersión de las estructuras dentro del estereograma producto de la distribución natural multidireccional del *stockwork*, el hecho que coexistan al menos dos estructuras en una misma casilla, se considerará como el valor de *cut-off* elegido para este estudio. Este valor debe ser primero normalizado a porcentaje según el total de estructuras por *DTM* y se utiliza como filtro previo a la correlación para las dos proyecciones analizadas, por lo que si alguna de las dos casillas de un mismo número no cumple con esta regla, será eliminada para el proceso de correlación. Este proceso permite la correlación de concentraciones de dos o más discontinuidades, eliminando las estructuras más dispersas que no pertenecen a ningún set definido en el estereograma.



**Figura 7.16:** Frecuencia relativa de las estructuras por casilla de una malla de correlación de 43 casillas para los tres tramos estudiados.

En este estudio el método de correlación utilizado es el coeficiente de correlación de Pearson. Corresponde a una medida estadística paramétrica, es decir, infiere sus resultados a la población real, lo que hace necesario que la distribución de la muestra se asemeje a una distribución normal y que las variables sean cuantitativas. Cuantifica la dependencia lineal entre dos variables X e Y y permite analizar la relación entre dos variables medidas en un nivel por intervalos o de razón. La prueba en sí no considera a una como independiente y a otra como dependiente, ya que no se trata de una prueba que evalúa causalidad. La ecuación que define este coeficiente es la siguiente:

$$r_{x,y} = \frac{\sum(x - \bar{X})}{\sqrt{\sum(x - \bar{X})^2} \sqrt{\sum(y - \bar{Y})^2}}$$

Donde:  $r$  es el coeficiente de correlación de Pearson;  $x$  e  $y$  son los números de estructuras geológicas en cada casilla de dos proyecciones estereográficas correspondientes a dos *DTM* sucesivos;  $\bar{X}$  e  $\bar{Y}$  son los valores promedios del número de estructuras geológicas de dos mallas de correlación sucesivas.

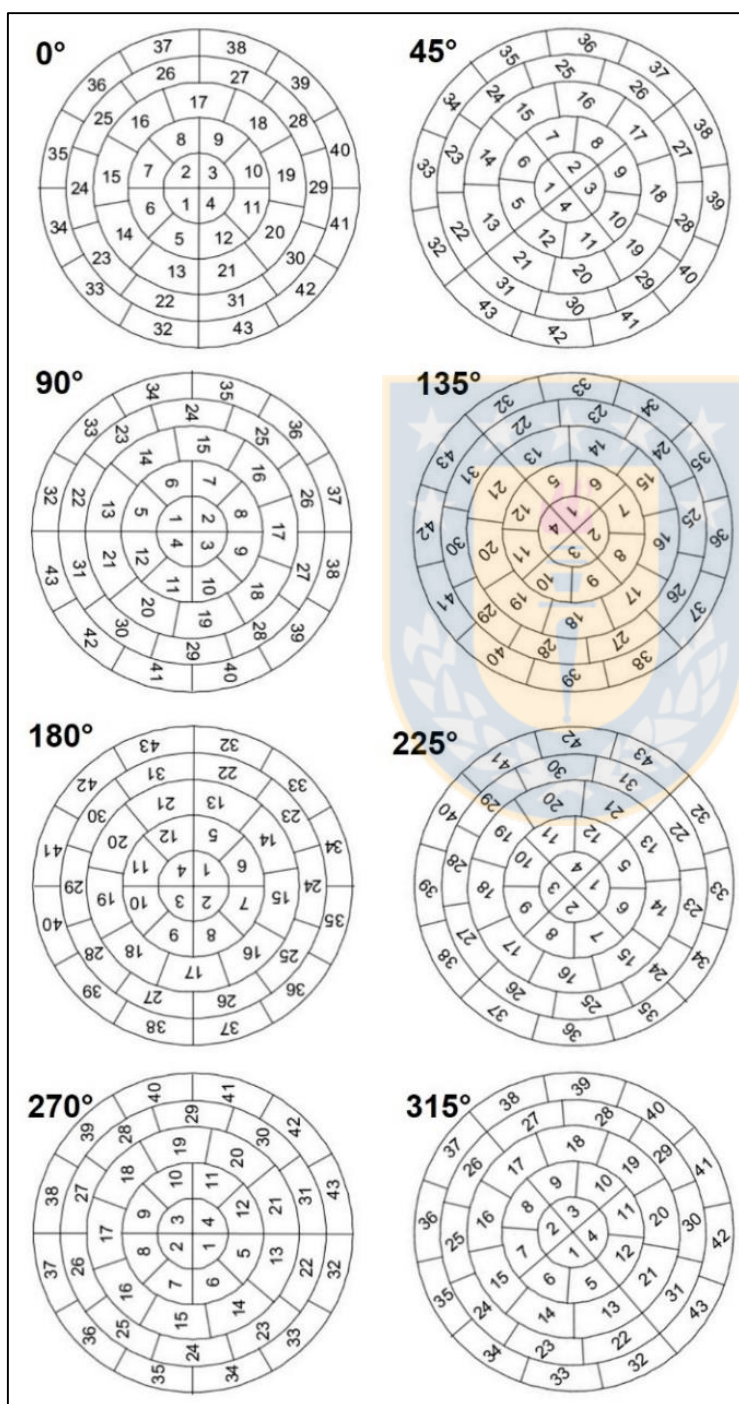
La interpretación de este coeficiente ( $r$ ) se lleva a cabo en base al valor y signo de este. Un valor de 0 indica que no existe una relación lineal entre las variables, mientras que un valor de 1 o -1 indica una correlación positiva o negativa perfecta, respectivamente, algunos criterios de interpretación se muestran en la Tabla 7.1:

**Tabla 7.1: Valores coeficiente de correlación de Pearson y su interpretación.**

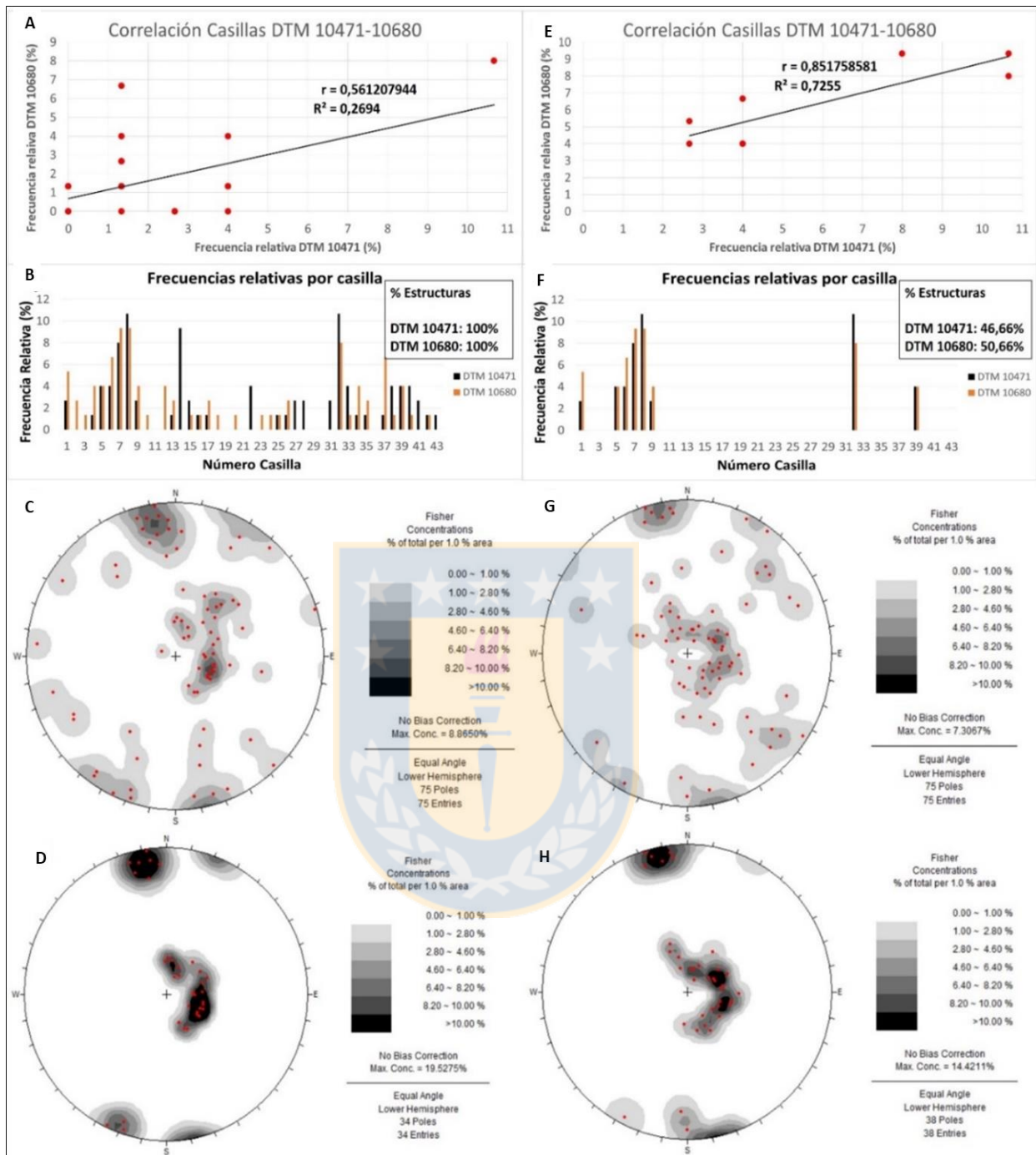
Valor	Criterio
$R = 1,00$	Correlación grande, perfecta y positiva
$0,90 \leq r < 1,00$	Correlación muy alta
$0,70 \leq r < 0,90$	Correlación alta
$0,40 \leq r < 0,70$	Correlación moderada
$0,20 \leq r < 0,40$	Correlación muy baja
$r = 0,00$	Correlación nula
$r = -1,00$	Correlación grande, perfecta y negativa

Una vez realizada la correlación entre dos *DTM* consecutivos, se registra el valor del coeficiente obtenido como también el porcentaje de estructuras determinadas en cada *DTM*. Al utilizar la malla de correlación probabilística en una posición estática, es decir, donde cada correlación efectuada sólo tiene un resultado posible según la posición inicial de las bandas de manto desde una dirección de manto de  $0^\circ$ , existe la posibilidad de un truncamiento o de una inclusión deficiente de las concentraciones de polos de cada *DTM* analizado. Para minimizar el sesgo de la naturaleza subjetiva de las orientaciones de las casillas creadas, cada par de *DTM* se correlaciona 35 veces mediante la rotación en  $360^\circ$  de la malla variando los límites de cada casilla de las bandas de manto en  $10^\circ$  (en la dirección de manto) por cada iteración (Miller, 1983), donde finalmente el mayor valor de correlación obtenido es el considerado para este estudio (Figura 7.17). Un ejemplo

de esto se puede observar en la Figura 7.18 correspondiente a la correlación de dos *DTM* consecutivos, ambos con un total de 75 estructuras mapeadas, donde es la iteración número 16 (es decir, las casillas parten desde los  $150^\circ$ ) la que muestra el mayor valor de correlación para este par de *DTM* analizados.



**Figura 7.17: Rotación de la malla de correlación utilizada en este estudio.** En este ejemplo la malla es rotada en  $45^\circ$ .



**Figura 7.18:** Correlación entre los DTM 10471 y 10680 para la iteración N° 16 (casillas parten de una dirección de manteo de 150°). A y E, Correlación de las 43 casillas de la malla (previo a filtración por *cut-off*) y correlación de las 8 casillas resultantes del *cut-off*, respectivamente. B y F, Frecuencia relativa de concentración de estructuras por casillas previo y posterior a la filtración por *cut-off*, respectivamente. Notar que el porcentaje de estructuras determinadas en F es cercano al 50% con sólo 8 casillas utilizadas. C y G, Proyecciones estereográficas del total de estructuras mapeadas para el DTM 10471 y 10680, respectivamente. D y H, Proyecciones estereográficas de los concentraciones mayores al *cut-off* para el DTM 10471 y 10680, respectivamente. Notar la alta semejanza entre los sets identificados concordantes para ambos DTM y la eliminación de las estructuras más dispersas y de los sets que no se repiten en el otro DTM.

Existen factores en este estudio que limitan la obtención de resultados, ya sea por 1) falta de DTM consecutivos, y por tanto, pérdida de información geológica, debido a la carencia de imágenes o la mala calidad de éstas, que impide un mapeo representativo, 2) el número de estructuras mapeadas; el límite mínimo de estructuras necesitado es de 50 para usar la malla de correlación, por lo que al correlacionar las estructuras que controlan la sobre-excavación entre cada *DTM*, el bajo número de éstas entregará resultados no representativos, 3) largo de traza expuesta, relacionado con el punto anterior, ya que en el *stockwork* predominan largos relativamente pequeños, por lo que al correlacionar estructuras de mayor longitud el resultado deja de ser representativo debido al bajo número de estructuras.



## 8. ANÁLISIS DE RESULTADOS

A continuación se presentan los resultados obtenidos en este estudio junto a sus respectivos análisis y discusiones.

### 8.1. Base de Datos

#### 8.1.1. Número de *DTM* y Distancia de Túneles

Un total de 127 *DTM* fueron mapeados y analizados en el Nivel de Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina (Figura 8.1), los cuales están distribuidos en 727 metros de excavaciones de la mina; 549 metros a lo largo de dos cruzados de orientación N95°E (XC-2AS, XC-3AS), ambas unidas por un *drift* de orientación N155°E (CALLE-6) a lo largo de 178 metros (Figura 8.2). La sección XC-2AS acumula el 42,5% del total de *DTM*, la sección XC-3AS el 31,49% y la sección CALLE-6 el 26,01%.

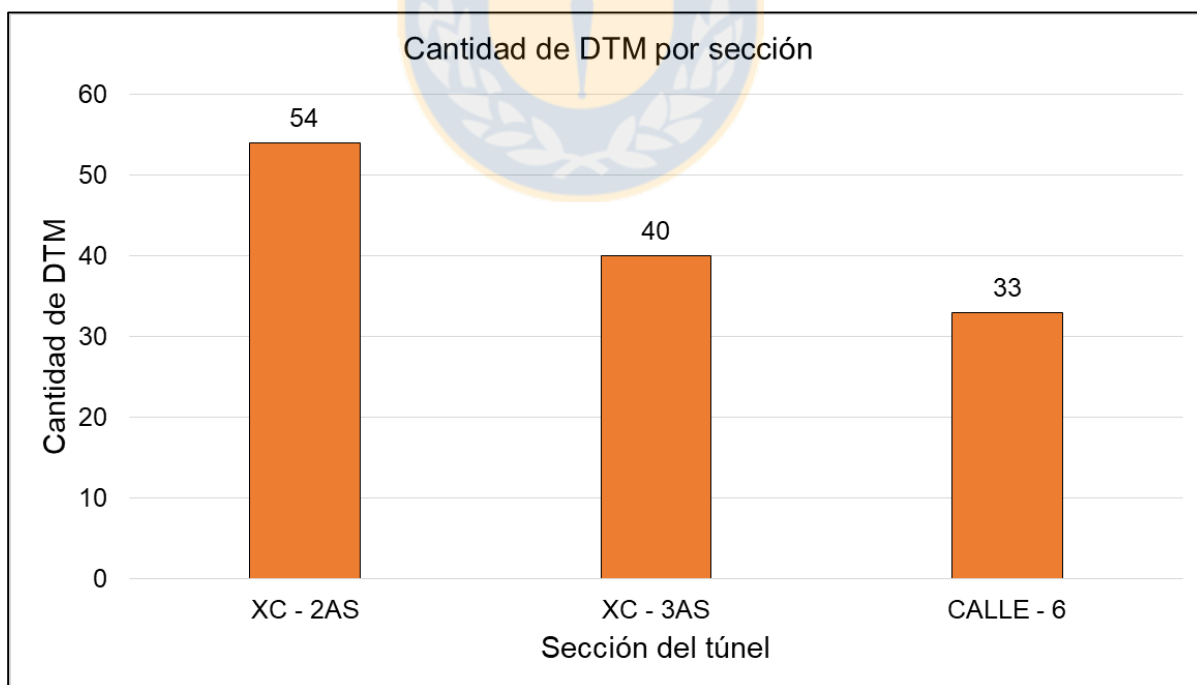
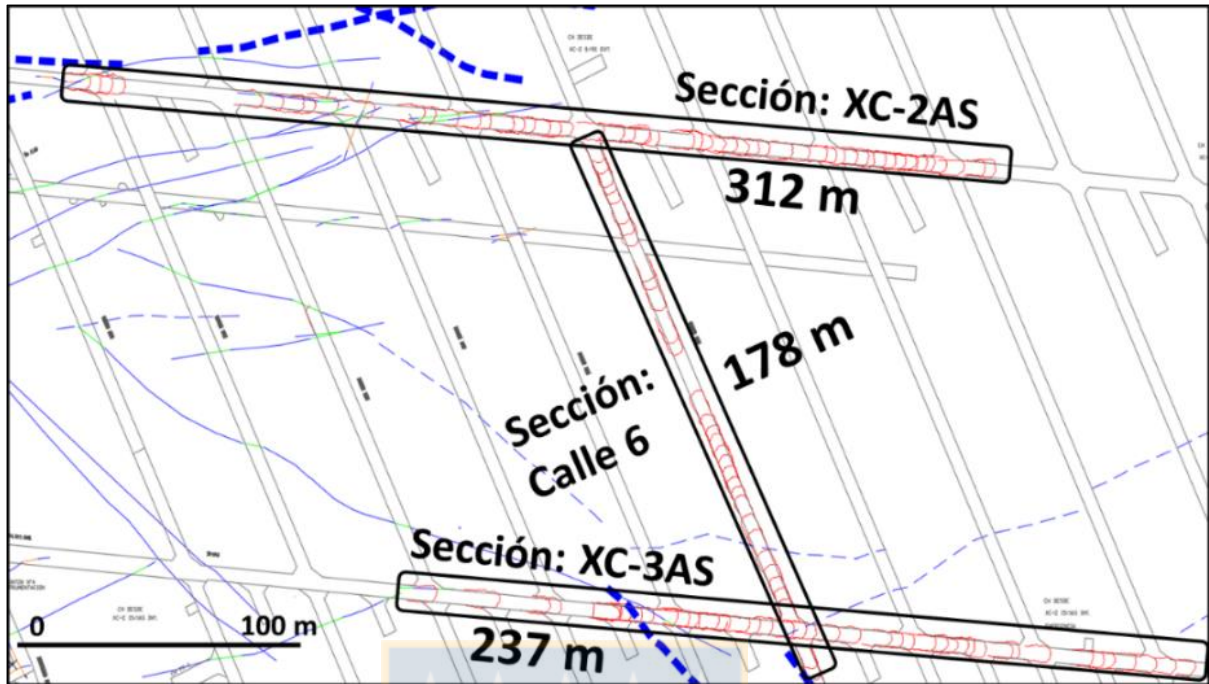


Figura 8.1: Cantidad de *DTM* analizados en las tres secciones estudiadas del Nivel de Hundimiento PNNM.



**Figura 8.2:** Secciones analizadas con sus respectivas distancias totales. Las líneas rojas representan la ubicación de los 127 *DTM*. Notar los vacíos sin *DTM* presentes en las tres secciones estudiadas. XC-2AS: 312 m, XC-3AS: 237 m, CALLE-6: 178 m. Líneas azules representan las fallas identificadas en el área.

Sin embargo, dentro de estas secciones estudiadas hay vacíos en los cuales no existen *DTM*, ya sea por su mala calidad de imagen o por la falta de fotografías tomadas en el avance del túnel. Luego, la distancia efectiva es de un total de 614 metros, de los cuales 460 metros están distribuidos en las dos secciones de orientación N95°E y 154 metros en la sección de orientación N155°E (Figura 8.3). Las distancias efectivas para la sección XC-2AS, XC-3AS y CALLE-6 representan el 80,57%, 88,05% y 86,79% de su distancia total, respectivamente.

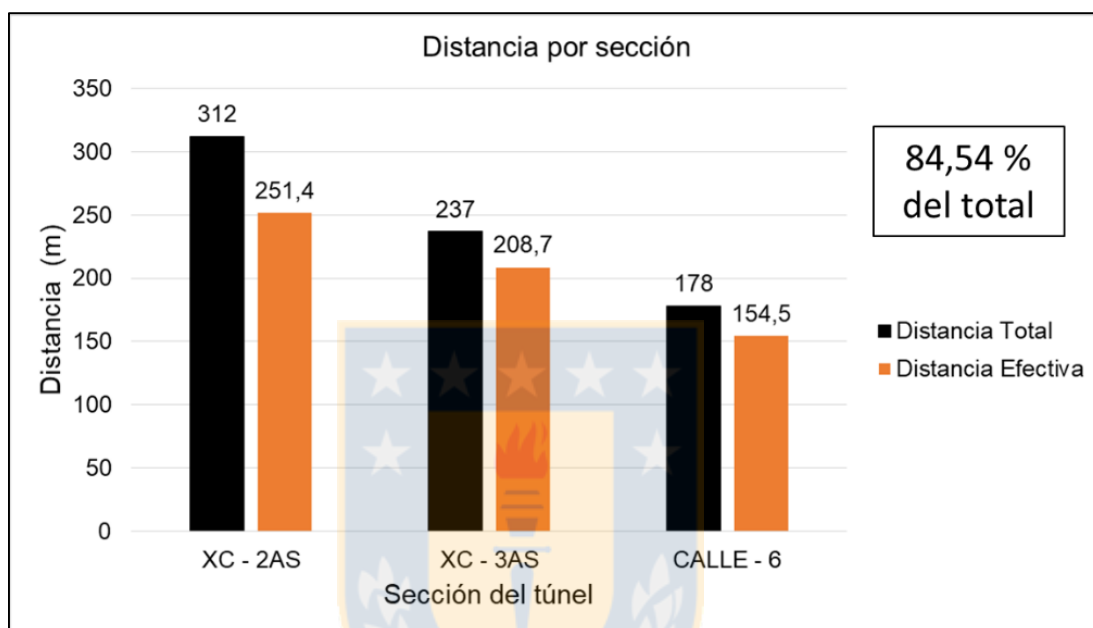
Un total de 8.037 estructuras fueron mapeadas en el estudio, distribuyéndose en los 127 *DTM* a lo largo de las tres secciones analizadas (Figura 8.4). La sección XC-2AS agrupa el 42,94% de las estructuras levantadas, la sección XC-3AS el 29,9% y la sección CALLE-6 el 27,16%.

### 8.1.2. Número de estructuras vs Longitud de Traza Expuesta

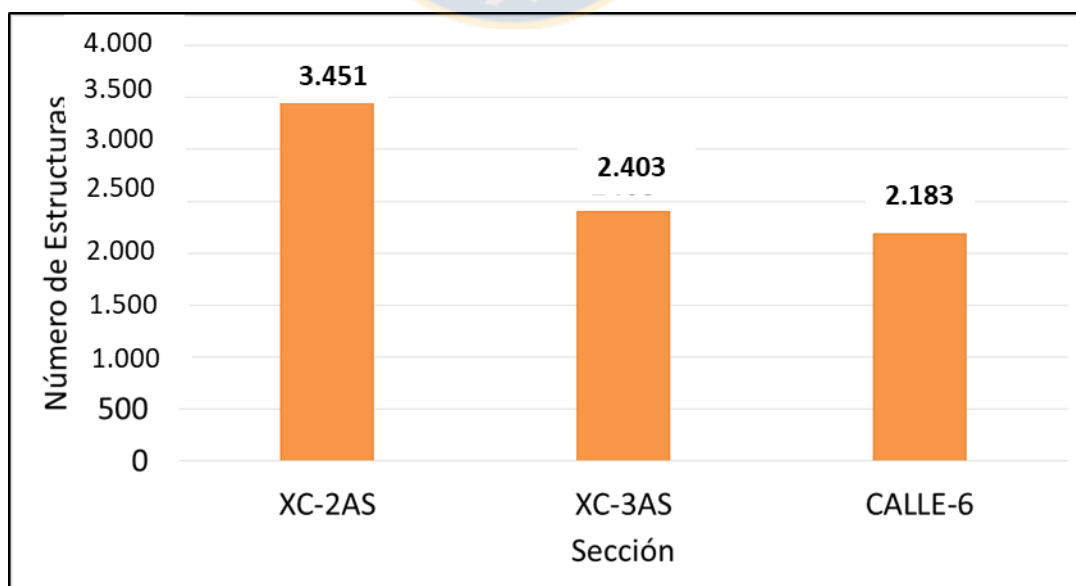
Los valores de longitud de traza expuesta medida para cada estructura se ajustan a la distribución log-normal (Figura 8.5), lo que concuerda con el estudio desarrollado por Wang (2016) que



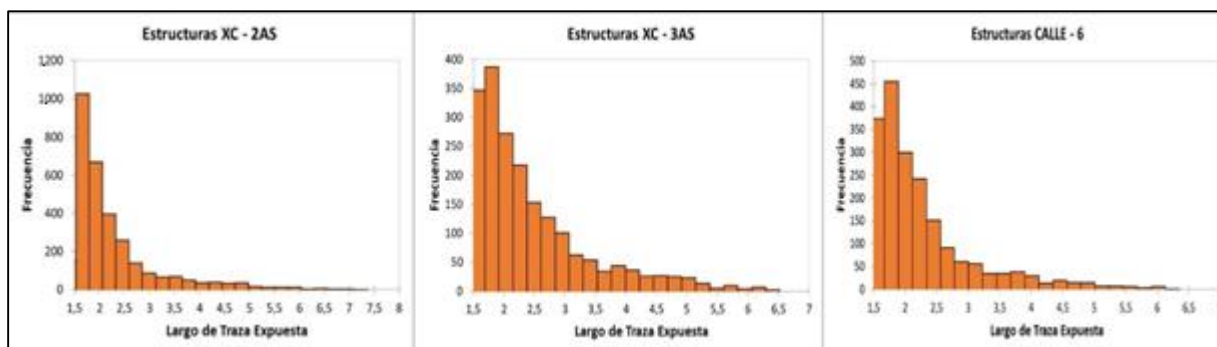
determinó que el largo de traza de las estructuras geológicas muestra, por lo general, esta distribución característica. Sin embargo, a medida que el mapeo de estructuras se hace más detallado y aumenta la frecuencia de discontinuidades cercanas al límite de truncamiento, la distribución de las estructuras cada vez se hace más similar a una distribución exponencial negativa (Figura 8.5).



**Figura 8.3:** Distancia total vs Distancia Efectiva analizada para cada sección. La sumatoria de la distancia efectiva representa el 84,54% de la distancia total inicial.



**Figura 8.4:** Cantidad de estructuras mapeadas para cada sección estudiada.

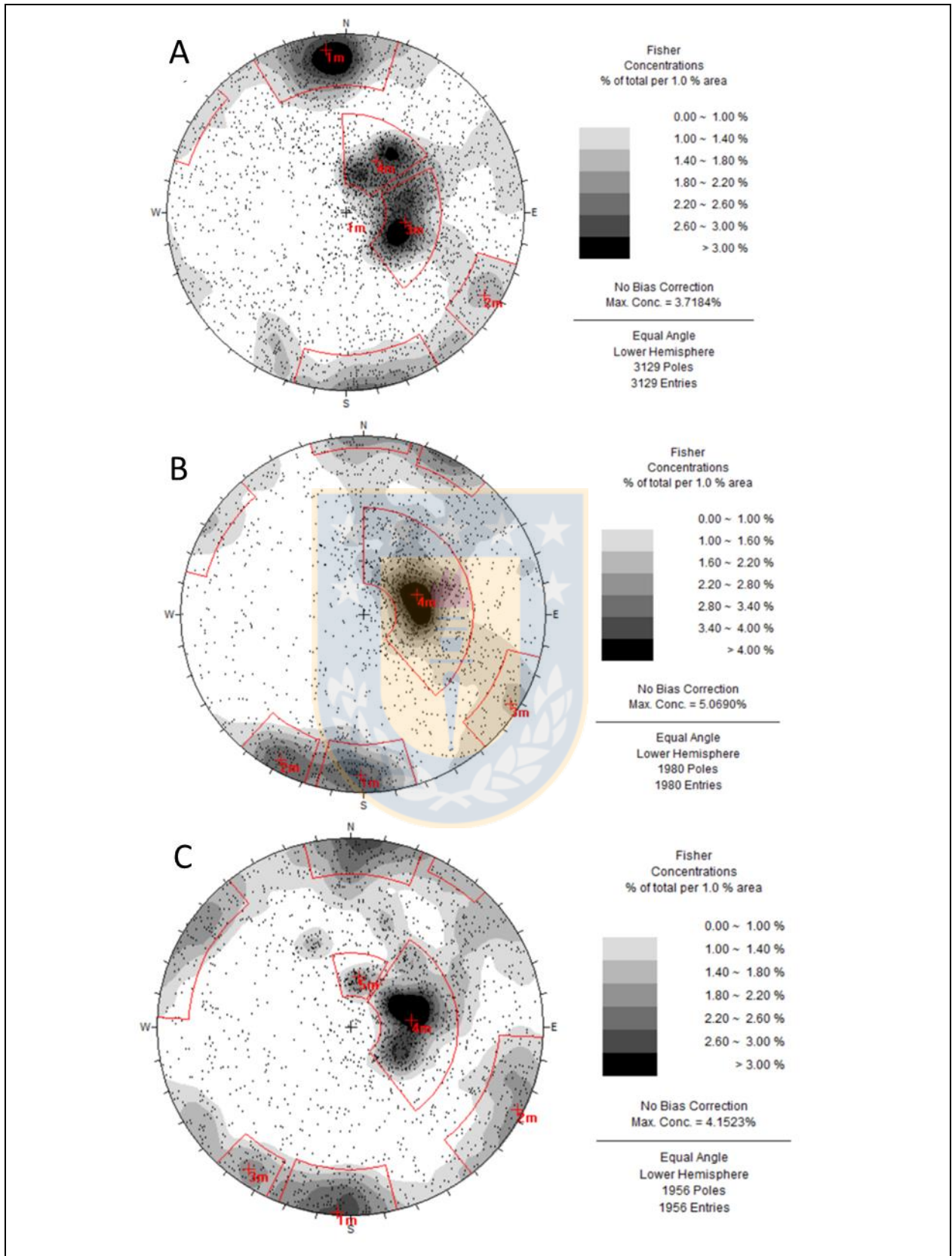


**Figura 8.5:** Distribución del número de estructuras según el largo de traza expuesta para los tres túneles estudiados. Los histogramas se ajustan a una distribución log-normal con tendencia a distribución exponencial negativa.

Estas distribuciones se deben a que las estructuras que componen el *stockwork* en el macizo rocoso primario en la mina El Teniente corresponden a vetillas de poca longitud y de baja continuidad, que en su mayoría no alcanzan a cruzar el túnel, mientras que las estructuras mayores como fallas o vetillas de mayor continuidad, que cruzan por completo el frente, son muy escasas. A medida que se acerca al límite de truncamiento establecido (estructuras mayores a 1,5 m), el número de estructuras aumenta considerablemente por las bajas longitudes típicas del macizo rocoso, y, en consecuencia, se origina alta diferencia entre la frecuencia de estructuras de baja longitud y las de alta longitud. Estas distribuciones han sido identificadas en otros estudios, como los de Herrera (2012) y León (2016). Este último identificó todas las estructuras para diferentes niveles de la mina El Teniente, con un límite de truncamiento de 1 m, donde obtuvo una distribución log-normal e identificó que la tendencia a distribución exponencial negativa aumenta al incrementar la cantidad de estructuras mapeadas cercanas al límite de truncamiento (Figura 8.5).

## 8.2. Orientación de estructuras

Las estructuras mapeadas son graficadas en proyecciones estereográficas del hemisferio S en forma de diagramas de polos y diagramas de contorno. Los resultados obtenidos muestran que, para las tres secciones, los sets detallados de estructuras geológicas analizados son similares, especialmente en el set con manteo sub-horizontal, mientras que los sets sub-verticales tienen pequeñas variaciones de la dirección de manteo (Figura 8.6).



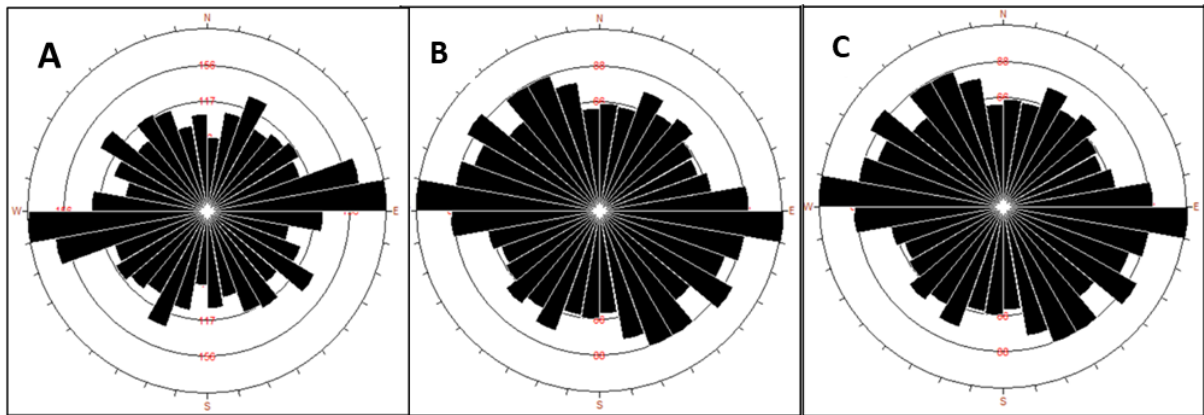
**Figura 8.6:** Orientación de las estructuras mapeadas con los sets detallados identificados. Sets en rojo para: A: XC-2AS, B: XC-3AS, C: CALLE-6 (*Software Dips*).

Los sets identificados poseen concentraciones relativamente bajas, con un máximo de 3,7% para la sección XC-2AS; 5,07% para XC-3AS y 4,1% para CALLE-6, producto del alto grado de dispersión de las estructuras debido a las múltiples orientaciones en las delas discontinuidades del *stockwork*. Aún con esta característica multidireccional, es posible identificar los sets principales para cada sección. Estos están representados en la Tabla 8.1 con los valores de manto/dirección de manto y permite relacionar los sets entre las tres secciones estudiadas.

**Tabla 8.1: Sets principales identificados para las secciones XC-2AS, XC-3AS y CALLE-6.**

Sección	Sets (Manto / Dirección de Manto)
XC-2AS	1: 80/172
	2: 81/299
	3: 40/291
	4: 34/191
XC-3AS	1: 82/2
	2: 83/26
	3: 82/299
	4: 38/261
CALLE-6	1: 86/3
	2: 85/296
	3: 85/32
	4: 41/267
	5: 35/188

La elevada dispersión de la orientación de las estructuras geológicas puede ser analizada de mejor manera mediante diagramas de roseta. Se identifican las direcciones de manto principales en cada diagrama, donde se reconoce la alta similitud entre las tres secciones analizadas. Además, se identifican las múltiples direcciones de manto que tienen las estructuras mapeadas, evidenciando la alta dispersión de éstas (Figura 8.7), típicas de un sistema estructural tipo *stockwork*.



**Figura 8.7:** Diagramas de roseta de las estructuras mapeadas en cada túnel estudiado. A: Cruzado XC-2AS, B: Cruzado XC3AS, C: *Drift Calle-6*.

Los sets principales identificados en las proyecciones estereográficas y en los valores de manteo/dirección de manteo, como también las zonas de las proyecciones sin estructuras o con alta dispersión de datos para las tres secciones estudiadas, evidencian la semejanza de la distribución de las orientaciones de las estructuras geológicas del *stockwork*, para el Nivel de Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina.

### 8.3. Caracterización de la Sobre-excavación

#### 8.3.1. Sección de máxima sobre-excavación

La sección de diseño de los túneles para el Nivel de Hundimiento del Proyecto Nuevo Nivel Mina tiene un área de aproximadamente  $14,6 \text{ m}^2$ . La diferencia numérica entre el área real de la sección transversal calculada mediante el *software 3DM Analyst* y la sección de diseño se considera como la magnitud de la máxima sobre-excavación para el *DTM* respectivo analizado. La Figura 8.8 muestra un ejemplo de este cálculo para un caso real de este estudio. La magnitud de la sobre-excavación también puede ser representada en términos de porcentaje. Para el ejemplo, la magnitud determinada representa un porcentaje igual a 107,74% respecto al área de diseño.

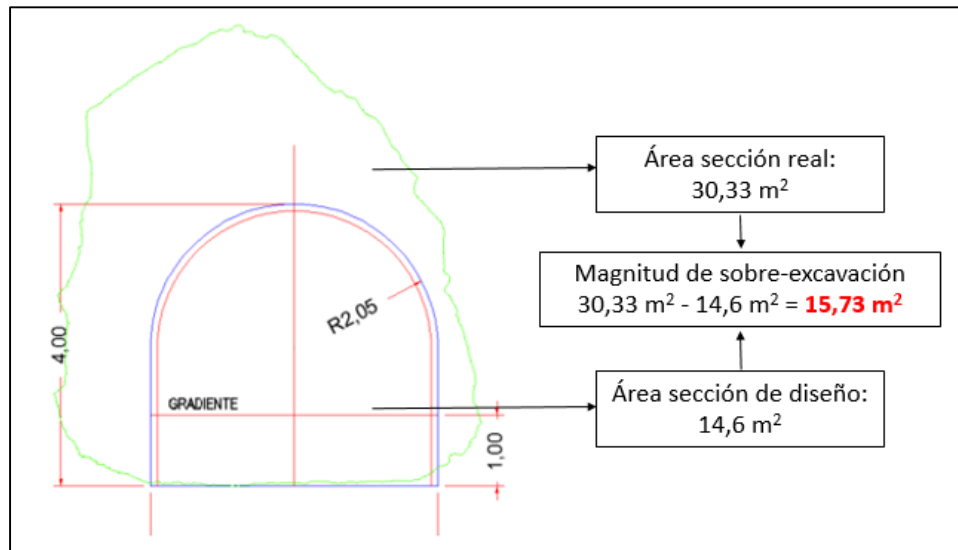
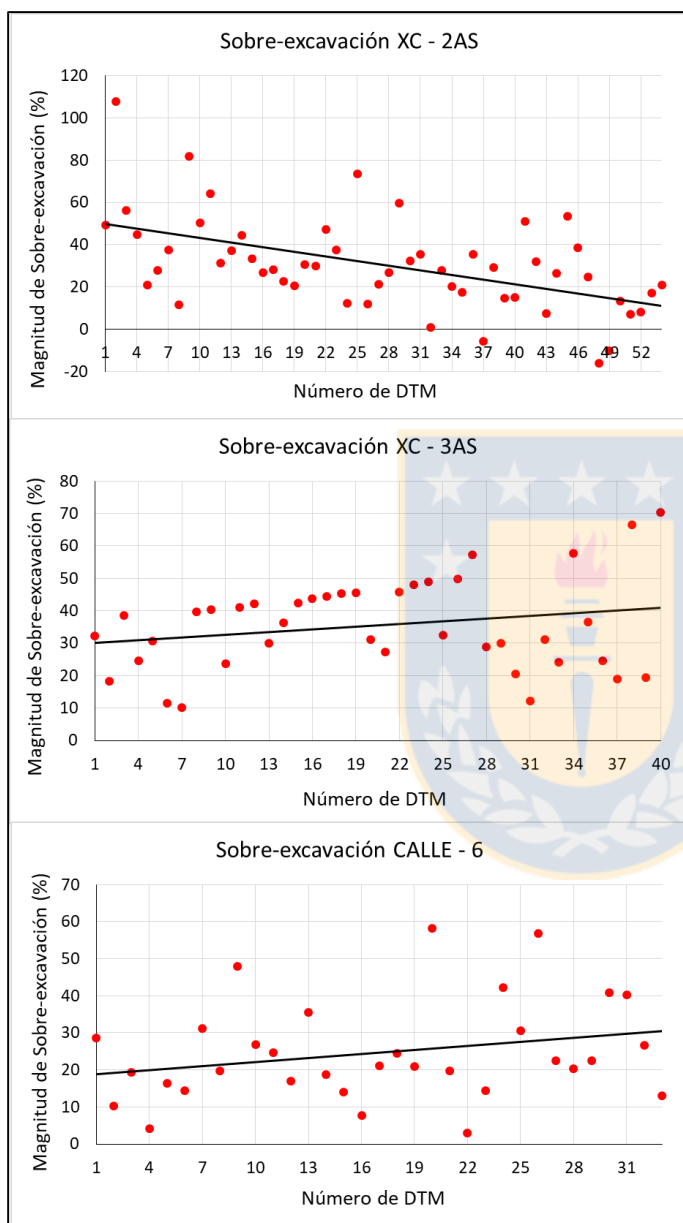


Figura 8.8: Cálculo de la magnitud de sobre-excavación para el DTM 6026, sección XC-2AS.

Si se realiza un análisis del total de las magnitudes de la sobre-excavación para cada túnel, se identifican tendencias de aumento y/o disminución progresiva a medida que se avanza en la excavación. Estos patrones, que si bien no son fuertes, pueden ser identificados al analizar los valores en un gráfico de dispersión. Para el caso del cruzado XC-2AS, de orientación  $N95^\circ E$  y dirección del túnel desde el W al E, las magnitudes indican una tendencia de disminución progresiva de la sobre-excavación, a medida que las excavaciones avanzan hacia el E. Para el cruzado XC-3AS de igual orientación y dirección del túnel que la sección anterior, los valores de magnitud entregan una tendencia de aumento progresivo de la sobre-excavación a medida que las excavaciones avanzan hacia el E. En el caso del *drift* CALLE-6, de orientación  $N155^\circ E$  y dirección del túnel desde el NW al SE, los valores de magnitud tienen una tendencia de aumento progresivo de la sobre-excavación a medida que las excavaciones avanzan hacia el SE. De las tres secciones sólo la XC-2AS presenta una tendencia más marcada, mientras que en las otras dos los valores de magnitud presentan mayor dispersión, respecto a la línea de tendencia, produciendo una tendencia de aumento progresivo más débil y difusa (Figura 8.9).

Al analizar los valores de las secciones transversales de máxima sobre-excavación de todos los DTM, para cada una de las tres secciones estudiadas en un gráfico normalizado respecto al acumulado del número de DTM, se aprecia que la sección correspondiente al cruzado XC-2AS alcanza los valores más elevados de sobre-excavación, con un máximo de  $107,7\%$ . Por su parte el

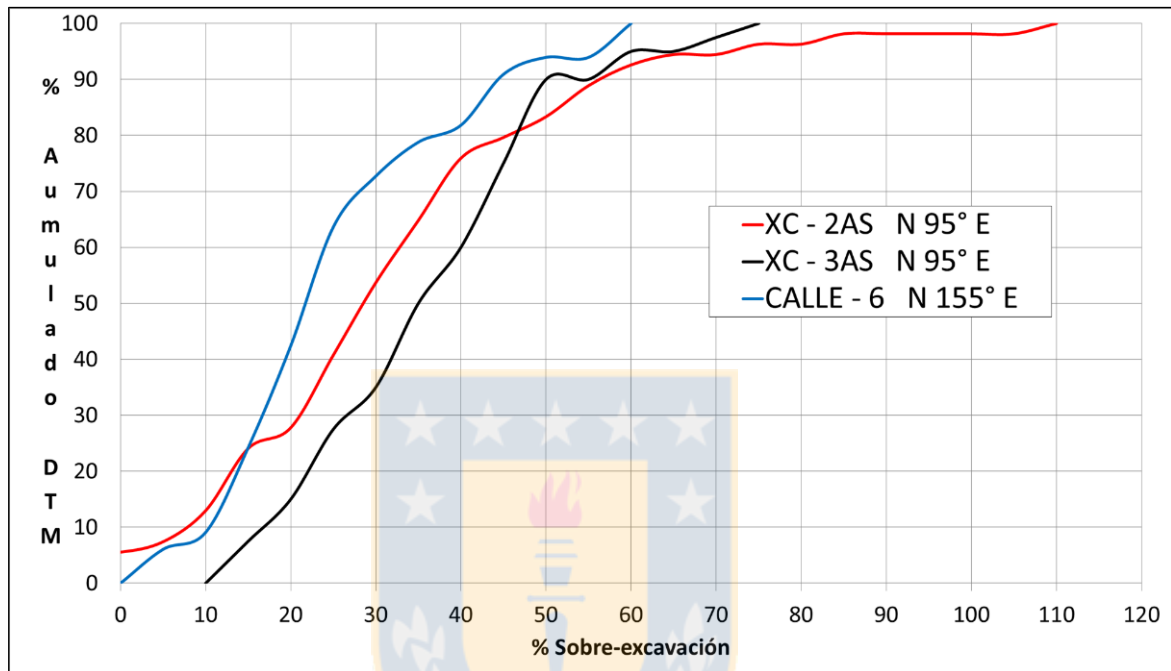
El cruzado XC-3AS tiene un máximo de sobre-excavación de 70,4%, mientras que la sección CALLE-6 presenta una curva más estable llegando a un máximo de solo 58% de sobre-excavación (Figura 8.10).



**Figura 8.9:** Magnitud de sobre excavación según el avance del túnel. Los cruzados XC-2AS y XC-3AS presentan un avance de W a E, el *drift* CALLE-6 presenta un avance de NW a SE.

En este estudio los valores más altos de sobre-excavación han sido identificados en las secciones cruzadas XC-2AS y XC-3AS, ambas de orientación N95°E, en comparación a la sección CALLE-6 de orientación N155°E, la cual no alcanza valores de sobre-excavación elevados. En el Proyecto Nuevo Nivel Mina, se han registrado numerosos eventos sísmicos durante el desarrollo de los

túneles en diferentes niveles. Las actividades mineras tales como el *block caving* o *panel caving* pueden ocasionar variaciones del campo de esfuerzos cercano al macizo rocoso primario que rodea las excavaciones, lo cual resulta en niveles de esfuerzos que sobrepasen la resistencia del macizo rocoso primario.



**Figura 8.10:** Porcentaje de sobre-excavación alcanzada para las tres secciones estudiadas. El porcentaje de *DTM* está normalizado.

Si es sobrepasada, puede desarrollarse un fallo de la roca y la energía potencial acumulada en el macizo rocoso es liberada (descargada) gradualmente o bien repentinamente, a través de material rocoso intacto (fracturamiento) o a través de discontinuidades pre-existentes en forma de deslizamiento (Brzovic, 2010).

Producto de esta sobrecarga de esfuerzos en los túneles es que se producen daños en la roca, los que se reflejan en la forma de sobre-excavación, donde el control estructural de este fenómeno permite la liberación de la sobrecarga, en forma de estallidos de roca repentinos.

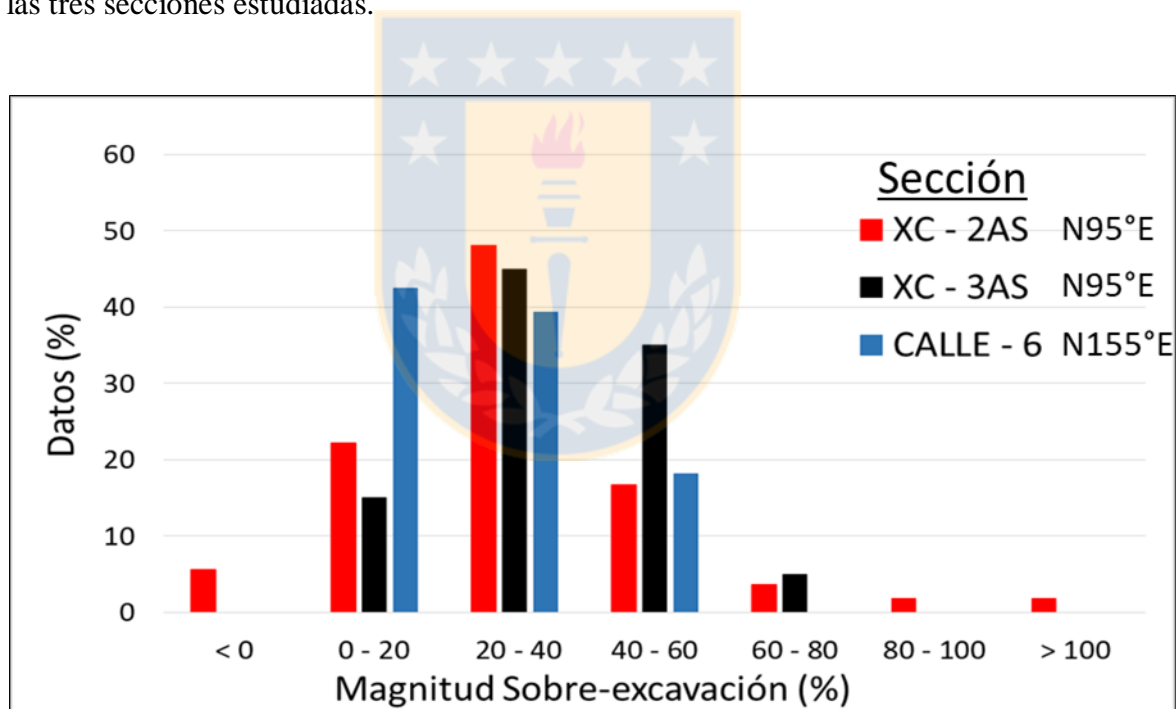
El hecho de que este daño al macizo rocoso sea más alto en las secciones cruzadas XC-2AS y XC-3AS, de orientación N95°E, puede deberse a que el campo de esfuerzo dominante en el yacimiento, junto al inducido por la actividad minera estén orientados de tal manera que facilita el



desplazamiento de las estructuras que controlan la sobre-excavación de los túneles con esta orientación, respecto a la sub-vertical (N155°E) de la sección CALLE-6. Otro posible factor es que, la ubicación de estos dos cruzados es cercana a algunos sistemas de fallas mayores las que podrían causar un debilitamiento previo de la resistencia del macizo rocoso primario. Además, se han identificado sistemas de fallas sub-verticales menores que cortan estos cruzados o se encuentran rodeándolos de forma sub-paralela, las cuales podrían ser un factor importante al momento de la descarga del campo de esfuerzos.

### 8.3.2. Distribución de la magnitud de la sobre-excavación

En la Figura 8.11 se muestra la distribución de las magnitudes de la sobre-excavación para cada una de las tres secciones estudiadas.

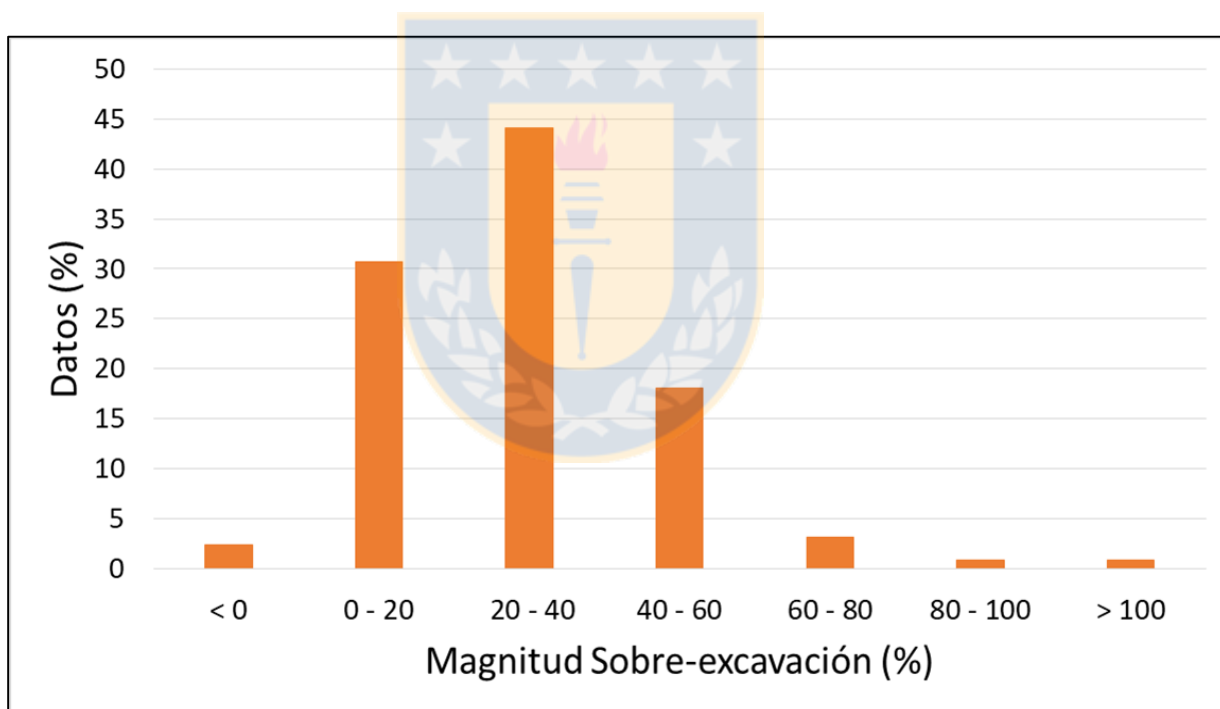


**Figura 8.11:** Distribución de la magnitud de las secciones transversales de máxima sobre-excavación. Cruzados XC-2AS (rojo), XC-3AS (negro) y *drift* CALLE-6 (azul).

Los cruzados XC-2AS y XC-3AS concentran cerca del 50% de los datos de magnitud en un rango entre 20% y 40% de sobre-excavación, con menor cantidad, pero no menos importantes, de valores mayores al 60%. La sección CALLE-6 tiene magnitudes más acotadas en sus rangos, con concentraciones de datos con poca variación entre los 0% y 60% de magnitud de sobre-excavación,

concentrando cerca del 80% de las magnitudes en un rango entre 0% y 40% de sobre-excavación. Además, los cruzados mencionados poseen baja concentración de datos de magnitudes bajo los 20% en comparación a la alta densidad de datos de magnitud en la sección CALLE-6 que tiene cerca del 50% sólo en el rango entre 0 y 20% de magnitud de sobre-excavación.

Un análisis de la distribución de la magnitud de sobre-excavación en conjunto para los 127 *DTM* utilizados en este estudio muestra que la distribución del total de las magnitudes se concentra entre 0% y 60% de sobre-excavación, con una máximo de concentración de datos en un rango de 20% a 40%. Los valores mayores a 60% de sobre-excavación son aportados sólo por los cruzados, de orientación N95°E, donde las magnitudes llegan a valores que superan incluso el 100% de sobre-excavación (Figura 8.12).

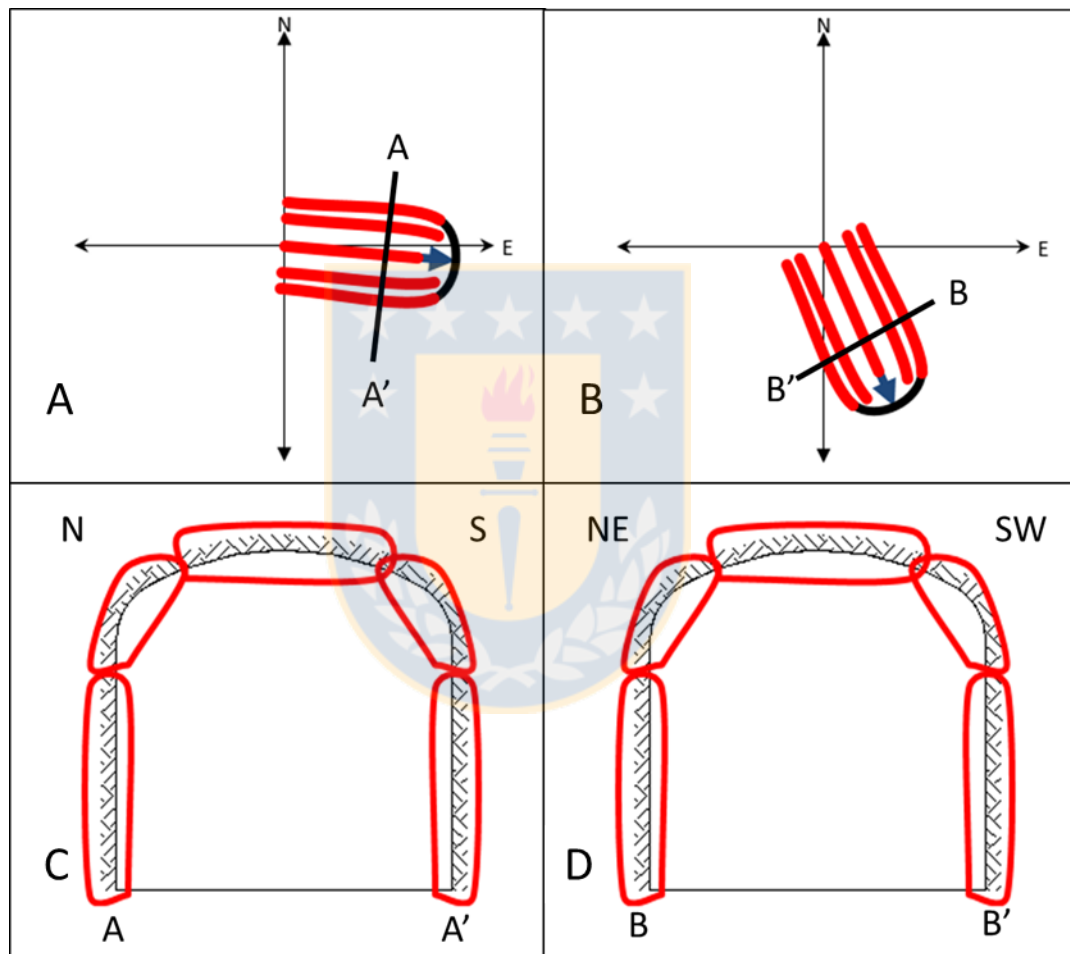


**Figura 8.12:** Distribución de la magnitud de secciones de sobre-excavación para un total de 127 *DTM* analizados. Un 5% del total de los datos (aportados sólo por las secciones cruzadas XC-2AS y XC-3AS) posee magnitudes mayores al 60% de sobre-excavación.

### 8.3.3. Ubicación espacial de sobre-excavación

La distribución de la sobre-excavación de los túneles analizados es clasificada en relación a la ubicación espacial de ésta respecto a la corona del túnel. Siguiendo la dirección de avance de cada

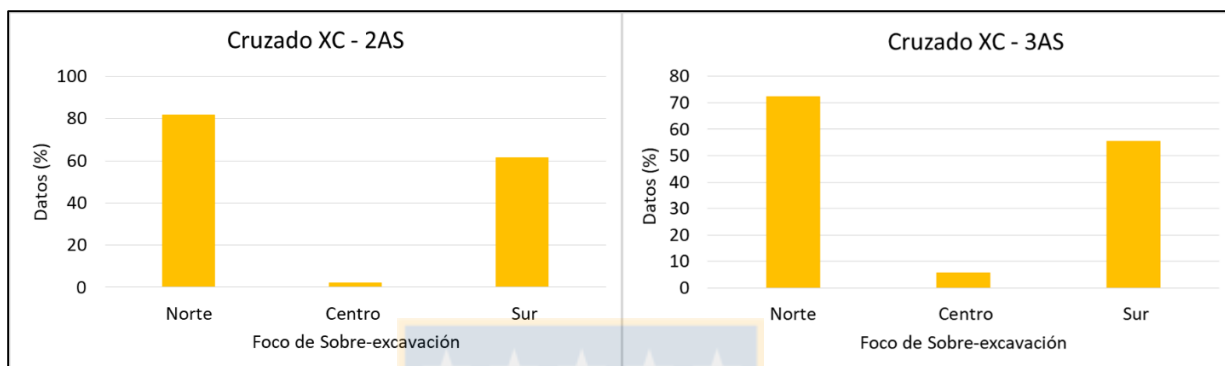
túnel, para los cruzados XC-2AS y XC-3AS de orientación  $N95^{\circ}E$  y de un avance de W a E, la sección transversal del túnel está en una orientación N-S (Figura 8.13 A), mientras que para el *drift* CALLE-6 de orientación  $N155^{\circ}E$  y de dirección de avance de N a S, la sección transversal está NE-SW (Figura 8.13 B). La ubicación espacial de la sobre-excavación es clasificada en cinco focos distribuidos en el contorno de la sección de diseño (Figura 8.13 C y D), dos paredes y las coronas de los túneles (esquinas y parte central).



**Figura 8.13:** Dirección de avance de túneles y perfil orientado de sección del túnel con los posibles focos de sobre-excavación. A: Dirección de avance W-E para la sección XC-2AS y XC-3AS. B: Dirección de avance NW-SE para sección CALLE-6. C: Sección orientada N-S para cruzado XC-2AS y XC-3AS. D: Sección orientada NE-SW para sección CALLE-6.

Las secciones de sobre-excavación pertenecientes a los cruzados de orientación  $N95^{\circ}E$  tienen una notoria acumulación de zonas sobre-excavadas alrededor de la corona N en comparación a los demás focos. Se realiza un análisis de las secciones con sobre-excavación que muestran focos de

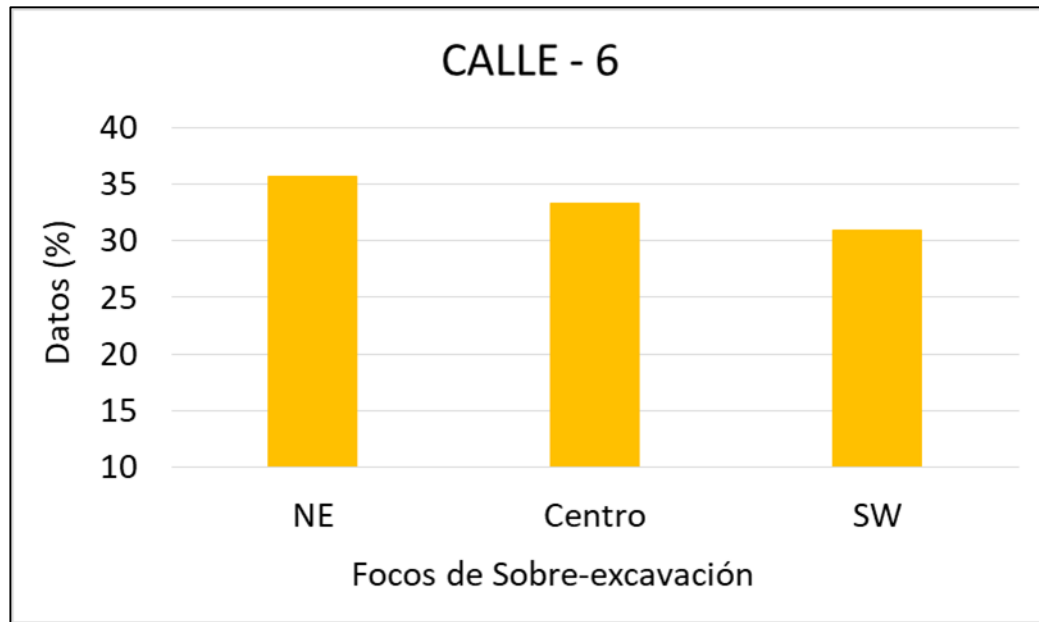
concentración en la corona N (todas las secciones en esta categoría presentan sobre-excavación de la corona N, pero puede incluir aquellas que presentan, además de la corona N, focos de sobre-excavación en el centro y/o S de la corona), centro y corona S (estas últimas dos sólo consideran sobre-excavación exclusivamente en el centro de la corona o al S de la corona, respectivamente) (Figura 8.14).



**Figura 8.14:** Distribución de los focos de la sobre-excavación para los cruzados XC-2AS y XC-3AS, N95°E. En ambos predomina la sobre excavación con foco de la corona N.

Los resultados muestran que para ambos cruzados, por lo menos un 70% de las secciones transversales concentran estructuras que controlan la sobre-excavación en la corona N de las excavaciones, mientras que se identificaron escasos focos de sobre-excavación en la zona central de los túneles. Es importante mencionar que la mayoría de las fallas identificadas en este estudio se localizan en la corona N de las excavaciones de los cruzados de orientación N°95E. El hecho de que las estructuras que controlan la sobre-excavación estén distribuidas en su mayoría en la corona N de estos túneles, muestra una relación entre éstas con sistemas de fallas mayores previamente mapeadas (Figura 8.2), las que comparten orientaciones similares con los cruzados, donde se disponen rodeándolos o cortándolos en orientaciones sub-paralelas.

La sección Calle-6 de orientación N155°E, tiene una distribución más homogénea de la sobre-excavación en cuanto a la concentración de estructuras que la controlan, sin mostrar una tendencia respecto a algún foco de sobre-excavación específico, sino más bien semejanzas en los valores de distribución entre los focos NE, centro y SW (Figura 8.15).

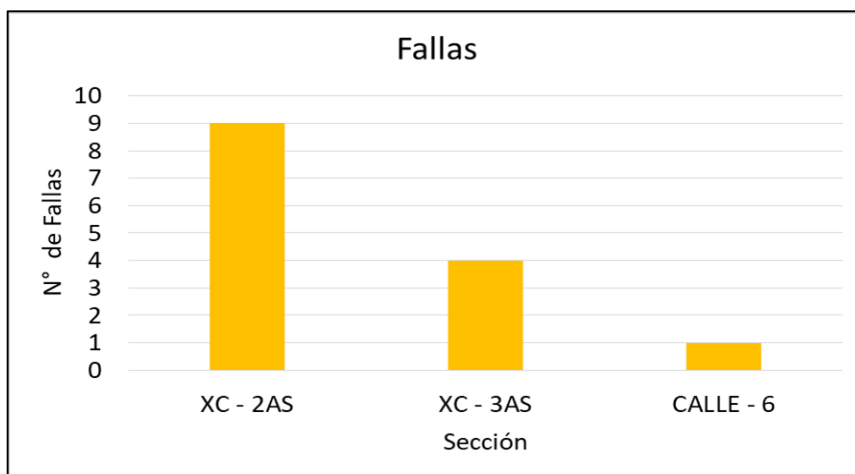


**Figura 8.15: Distribución de los focos de sobre-excavación para la sección CALLE-6.**  
No se identifica predominancia en cuanto a los focos de sobre-excavación.

Esto podría ser producto de la orientación del túnel, el que tendría mayor grado de resistencia y estabilidad debido a que no se identifican sistemas de fallas cercanos y/o sub-paralelos al túnel que puedan favorecer la generación de focos preferentes de sobre-excavación (Figura 8.2), y a que el campo de esfuerzos inducido no afectaría de forma tan determinante (respecto a los cruzados anteriores) a la estabilidad de los túneles.

#### 8.3.4. Estructuras que controlan la sobre-excavación

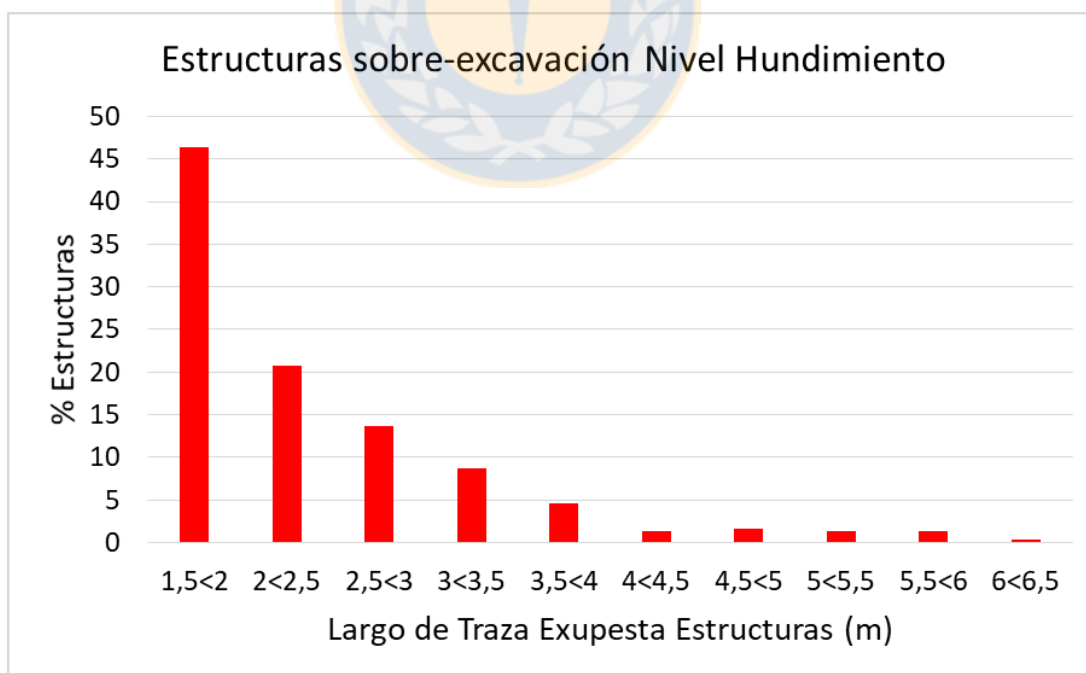
De un total de 8.037 estructuras mapeadas para este estudio, sólo 308 de ellas (3,83%) tienen participación directa en la sobre-excavación de los túneles. De estas estructuras 14 fueron identificadas como fallas, las que se distribuyen principalmente en los cruzados con orientación N95°E, como lo muestra la Figura 8.16. Además, estas fallas poseen características geológicas y geométricas semejantes, las que serán analizadas en detalle posteriormente.



**Figura 8.16:** Fallas identificadas en cada sección estudiada.

### 8.3.4.1. Largo de traza expuesta

Del total de estructuras que controlan la sobre-excavación, el 46% están en un rango de largo entre 1,5 y 2 m. El porcentaje de estructuras disminuye progresivamente a medida que aumenta el largo de traza expuesta, estableciendo una relación inversa entre estas dos variables (Figura 8.17).



**Figura 8.17:** Largo de traza expuesta del total de estructuras que controlan la sobre-excavación. Se utilizaron las estructuras de las tres secciones estudiadas pertenecientes al Nivel de Hundimiento, Proyecto Nuevo Nivel Mina, mina El Teniente.

Las estructuras que controlan la sobre-excavación son, en su mayoría, discontinuidades pertenecientes a un sistema estructural del tipo *stockwork*, por lo que es de esperar que los largos de traza observados tengan rangos de longitud bajos. Las fallas identificadas tienen largos de trazas extensos en comparación al *stockwork* (Figura 8.18), de las cuales cerca del 85% superan los 3,5 m de traza, llegando a máximos que sobrepasan los 6 m de longitud, cruzando múltiples labores consecutivas (hasta 6 frentes en una extensión de casi 50 m).

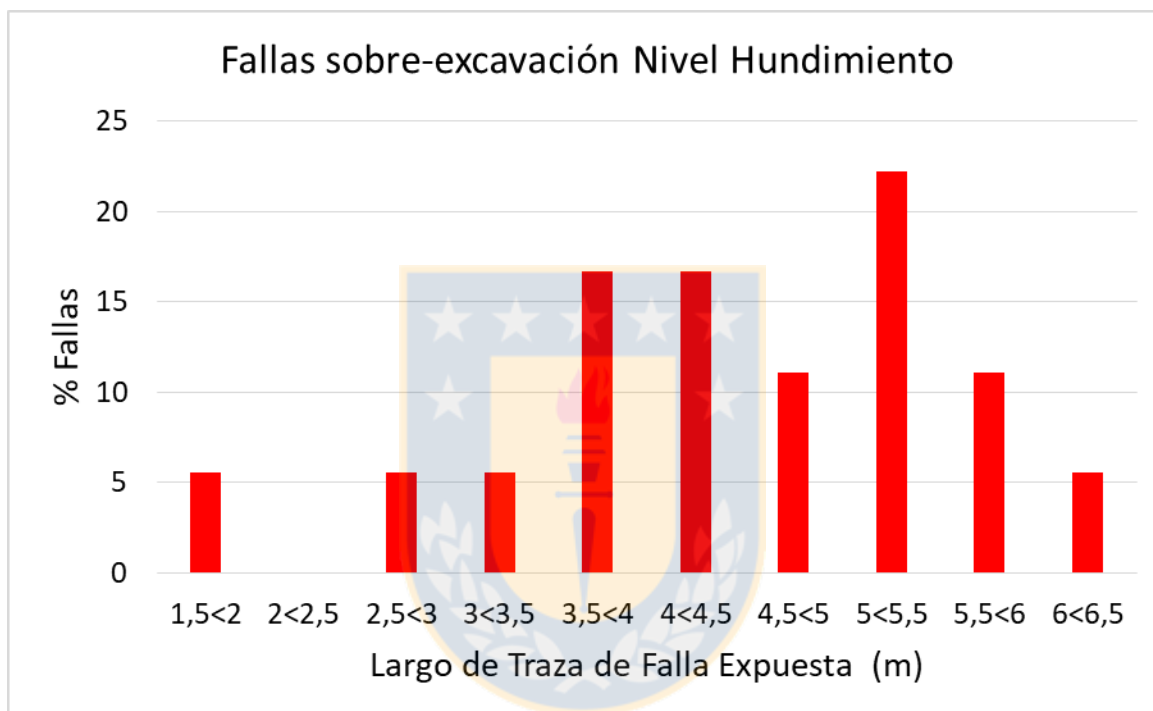
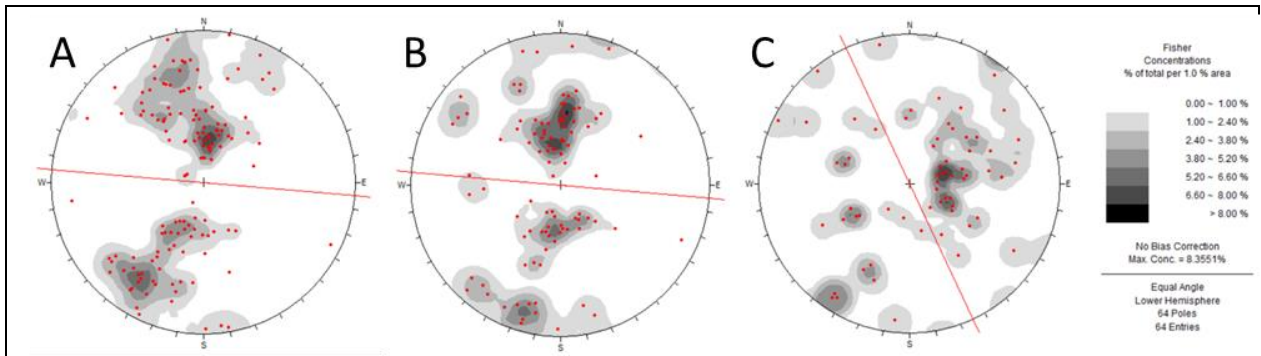


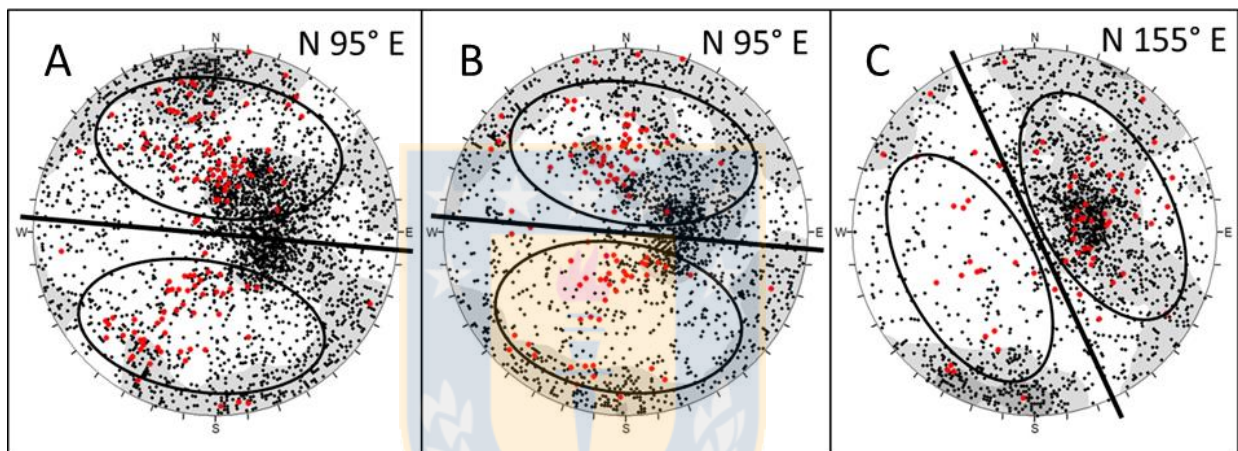
Figura 8.18: Largo de traza expuesta para las 18 fallas identificadas en este estudio.

#### 8.3.4.2. Orientación de estructuras que controlan la sobre-excavación

La mayoría de las estructuras que controlan la sobre-excavación tienen orientaciones paralelas a la orientación del túnel donde fueron observadas. La Figura 8.19 muestra la disposición de éstas para las tres secciones estudiadas, donde las discontinuidades se distribuyen rodeando al túnel, según la dirección de éste. Las proyecciones estereográficas evidencian que, al comparar el total de estructuras, para cada sección, con las que controlan la sobre-excavación, para cada sección, gran parte éstas últimas se disponen alrededor de las secciones de forma sub-paralela y siguen sus orientaciones (N95°E y N155°E), sin importar el campo de esfuerzos predominante (Figura 8.20).



**Figura 8.19:** Proyecciones estereográficas de las estructuras que controlan la sobre-excavación. A: Sección XC-2AS. B: Sección XC-3AS. C: Sección CALLE-6. Línea roja representa la orientación del túnel (N95°E y N155°E).



**Figura 8.20:** Proyecciones estereográficas de estructuras que controlan la sobre-excavación y del total de estructuras de cada túnel. Puntos negros corresponden al total de estructuras, puntos rojos a las estructuras que controlan la sobre-excavación. Líneas rectas negras representan la orientación del túnel respectivo. A: Sección XC-2AS. B: Sección XC-3AS. C: Sección CALLE-6.

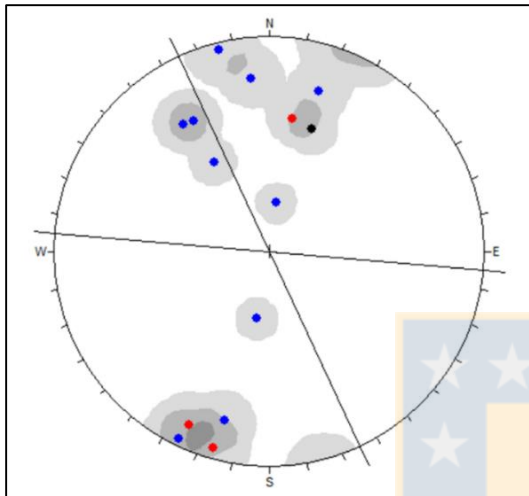
El grupo de fallas identificadas que forman parte en la sobre-excavación también tienen orientación sub-paralela respecto a la dirección de desarrollo del túnel, donde además predomina un manto sub-vertical (Figura 8.21).

### 8.3.4.3. Largo de traza expuesta vs orientación de estructuras que controlan la sobre-excavación

Los sets principales de estructuras de cada sección son relativamente constantes, con variaciones menores de orientación a medida que aumentan sus longitudes. Al disminuir la cantidad de estructuras los sets cada vez son más acotados y las estructuras se encuentran más dispersas en la



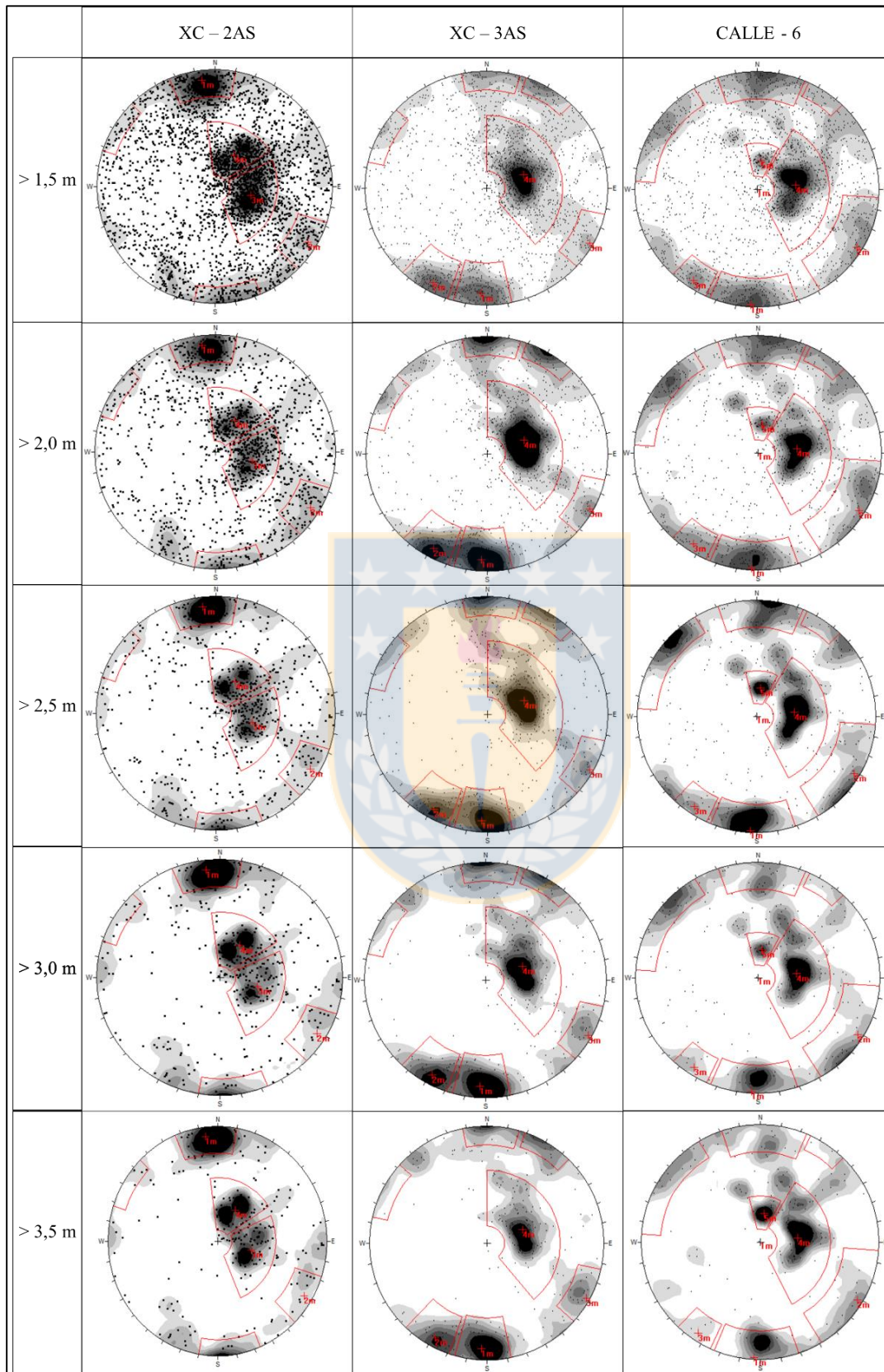
proyección estereográfica, pudiendo dividirse en pequeños sets de orientaciones similares que en conjunto forman el set principal (Figura 8.22). De la misma manera, las estructuras que controlan la sobre-excavación no presentan mayores variaciones de orientación a medida que incrementa la longitud de estas, aunque disminuyen considerablemente en población producto de su distribución y concentración en rangos de largos pequeños.



**Figura 8.21: Proyección estereográfica de las 14 fallas identificadas en este estudio.** Líneas rectas negras representan las orientaciones de los túneles. Puntos azules corresponden a fallas en la sección XC-2AS, puntos rojos a la sección XC-3AS, puntos negros a la sección CALLE-6.

El hecho de que mantengan los mismos rangos de orientaciones a medida que el largo de traza expuesta aumenta indica que, tanto las estructuras menores, típicas del *stockwork*, como las estructuras mayores, están relacionadas a un mismo campo de esfuerzos.

Respecto a las estructuras que controlan la sobre-excavación, las proyecciones estereográficas de la Figura 8.23 muestran que, para las secciones XC-AS y XC-3AS, de orientación N95°E, a medida que aumenta el largo de traza, desaparecen gran parte de las estructuras de longitudes menores y las estructuras sub-verticales comienzan a predominar respecto de las sub- horizontales, llegando a valores que sobrepasan los 6 m de largo. Esta predominancia se explica por las fallas de extensa longitud, que componen la mayoría de los datos para las proyecciones con largo de traza mayor a 4 m. Para el *drift* CALLE-6, de orientación N155°E, la cantidad de estructuras disminuye drásticamente con el aumento del largo de traza expuesta; la única falla identificada para esta sección corresponde a la que supera los 4 m de longitud



**Figura 8.22:** Total de estructuras mapeadas por sección vs Largo de traza expuesta. Sets principales de estructuras geológicas en rojo.

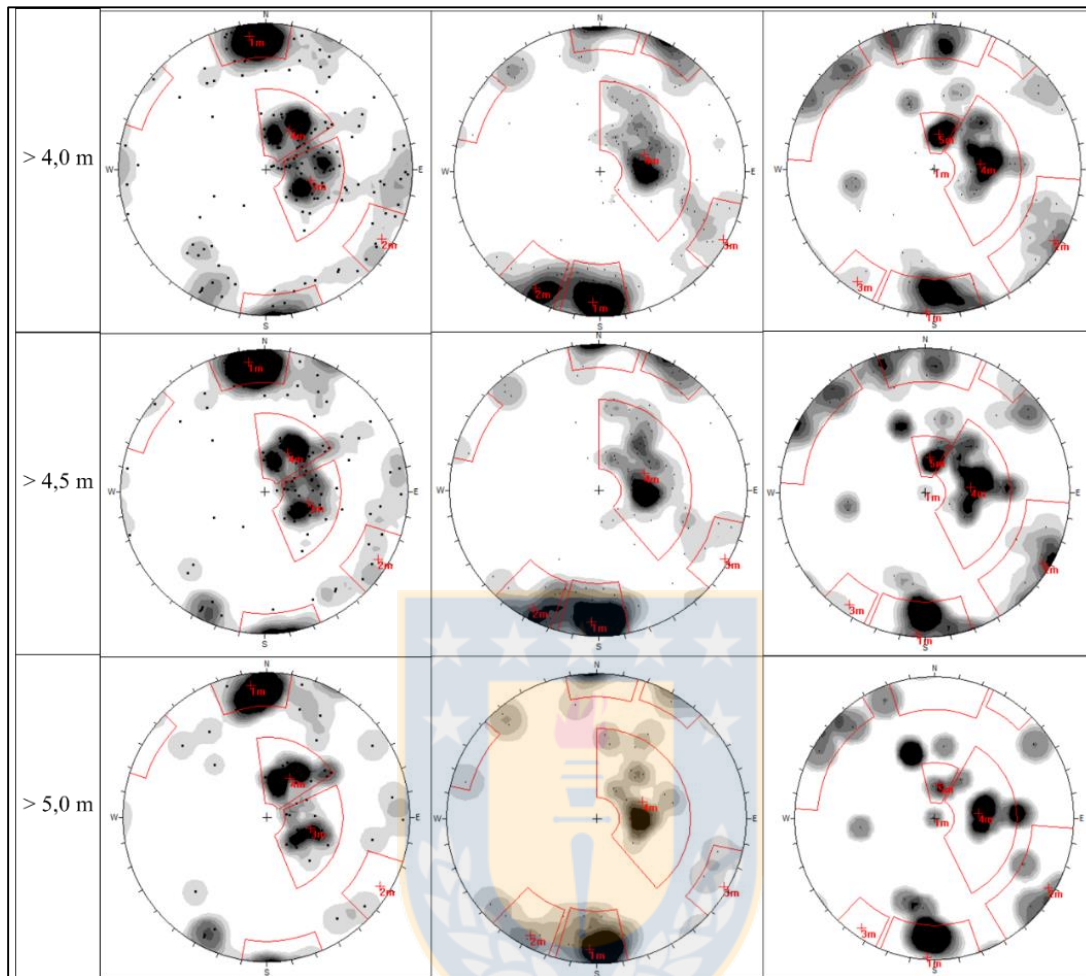


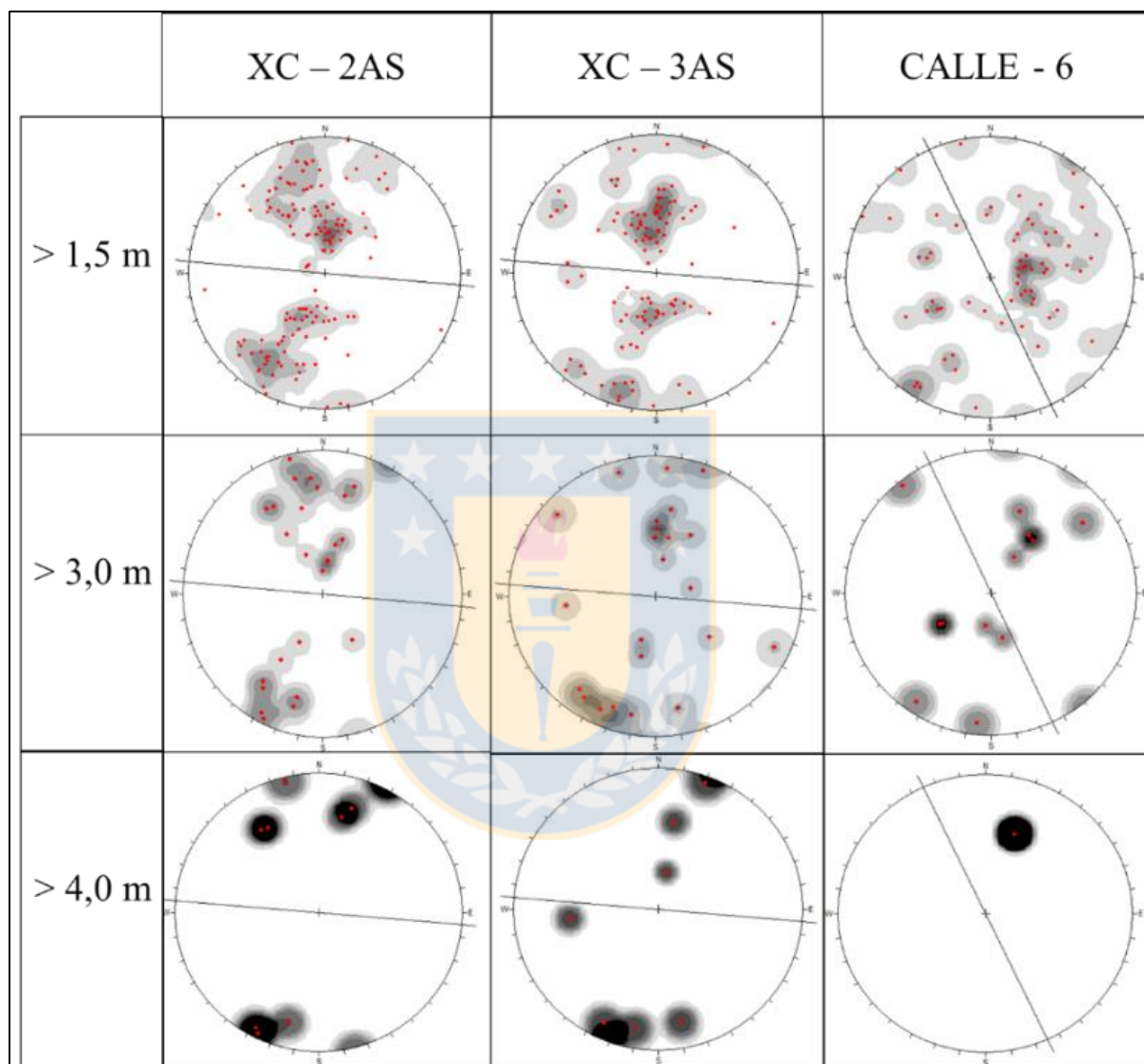
Figura 8.22: (Continuación).

Los resultados obtenidos evidencian que la sobre-excavación está controlada esencialmente por un conjunto de estructuras de largos de traza menores, y que, a medida que las estructuras aumentan su extensión, las fallas siguen siendo identificadas, con longitudes que sobrepasan los 4 m y que difieren de la tendencia típica del sistema estructural del tipo *stockwork* (Figura 8.23).

#### 8.3.4.4. Relleno mineral

Las vetillas del *stockwork* y fallas identificadas en este estudio tienen relleno mineral correspondiente, en su mayoría, a la etapa de alteración hidrotermal tardía (HT). Dentro de los minerales identificados se encuentra el yeso como el mineral principal en casi todos los rellenos minerales, con algunos carbonatos, pirita y sulfuros de cobre primarios del tipo calcopirita

(predominante) y bornita (por si solos o juntos). Fueron identificadas algunas vetillas de alteración magmática tardía, con relleno principal de cuarzo, donde, en algunos casos, también se reconoció anhidrita y sulfuros de cobre primarios en baja cantidad.

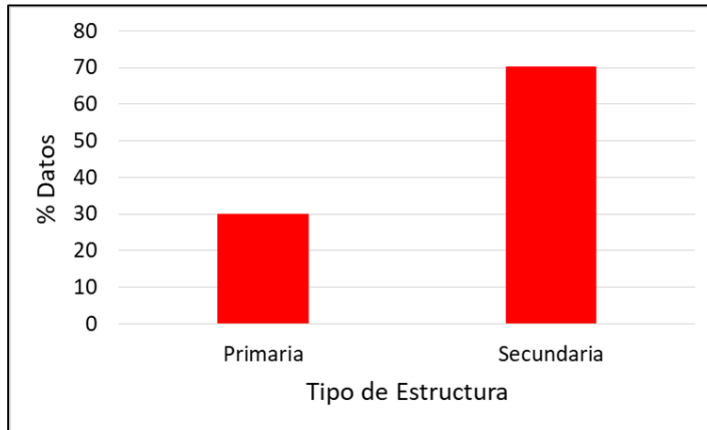


**Figura 8.23:** Estructuras que controlan la sobre-excavación vs Largo de traza expuesta.  
Línea recta negra corresponde a la orientación del túnel.

#### 8.3.4.5. Estructuras Primarias y Secundarias

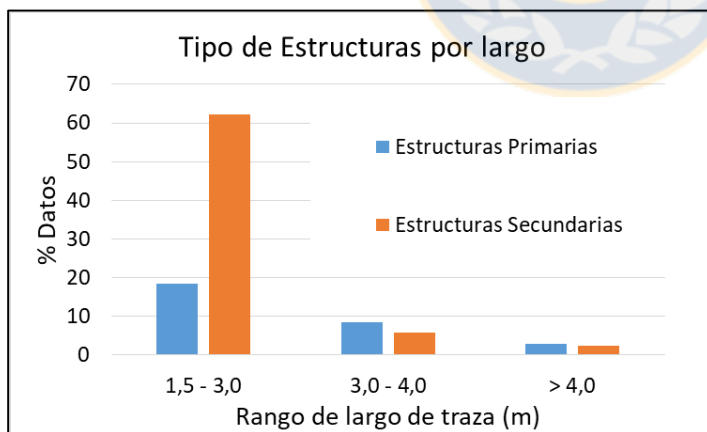
Las estructuras que controlan la sobre-excavación son clasificadas en primarias y secundarias dependiendo si las caras de los bloques caídos son delimitados por sólo una estructura o bien por

un conjunto de éstas. Los resultados indican que 70% de la sobre-excavación está controlada por estructuras secundarias (Figura 8.24).



**Figura 8.24:** Estructuras primarias y secundarias que controlan la sobre-excavación.

Si se analiza en conjunto el tipo de estructura con sus largos de trazas, los resultados muestran que las estructuras secundarias predominan para los largos de traza expuesta entre 1,5 y 3 m. Para valores de mayor largo, las estructuras primarias están casi en la misma proporción que las secundarias, con una predominancia poco relevante en comparación a las estructuras más pequeñas (Figura 8.25).



**Figura 8.25:** Tipo de estructuras según su largo de traza expuesta. Estructuras primarias en azul y estructuras secundarias en naranja.

## 8.4. Evaluación del Potencial Predictivo

A continuación se entregan los resultados obtenidos mediante el uso de la metodología de correlación de proyecciones estereográficas desarrollada para este estudio.

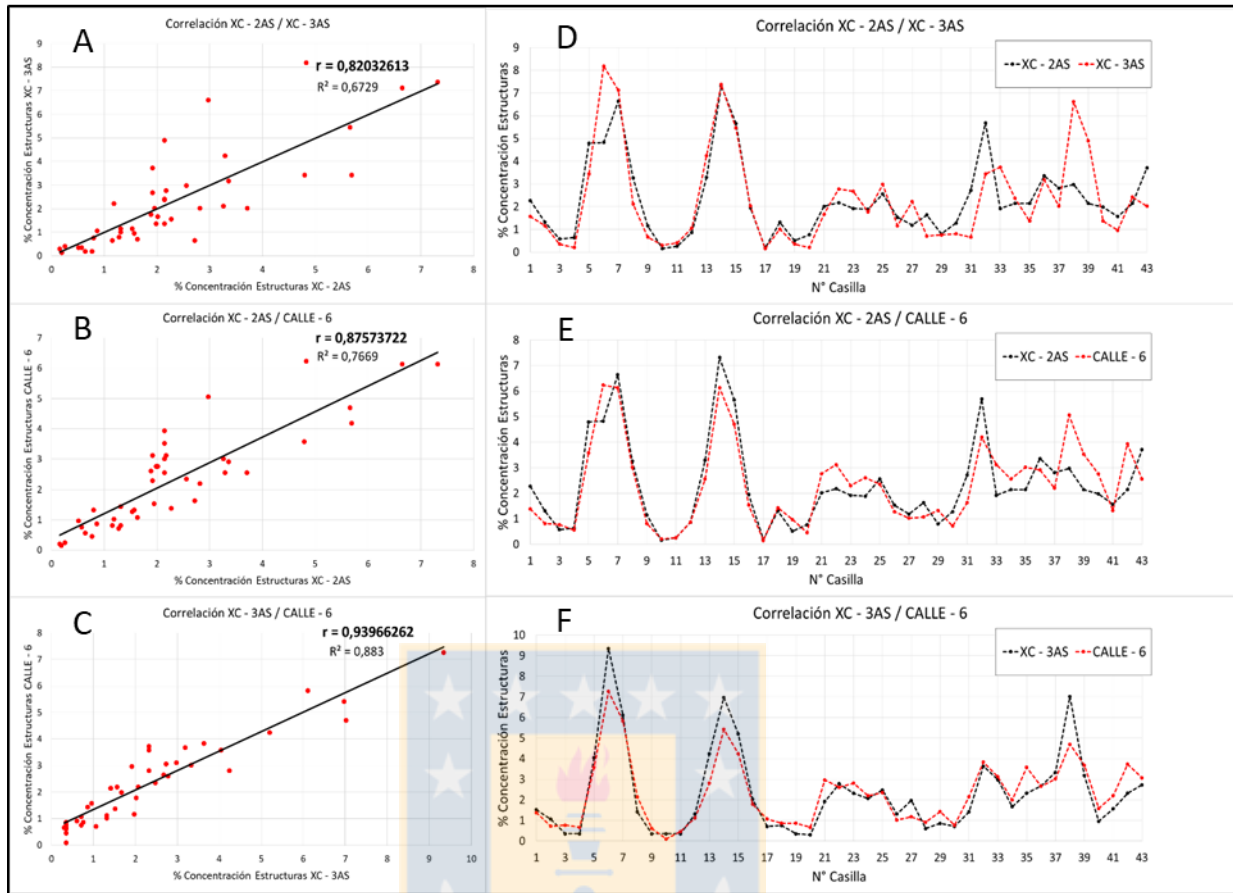
### 8.4.1. Base de Datos

Los *DTM* analizados deben pasar por un proceso de filtración de datos para maximizar la representatividad de los resultados y minimizar el sesgo por falta de información, calidad de ésta y poca representatividad. Para esto se decide eliminar aquellos *DTM* con mala calidad de imagen, que impide que el proceso de identificación de estructuras sea homogéneo. En relación a la calidad de imagen, un segundo criterio corresponde al número de estructuras mapeadas, para eliminar aquellos *DTM* que no superen el límite mínimo de estructuras para poder ser posteriormente analizados. Esto se realiza con el fin de que la base de datos sólo represente *DTM* de muy alta calidad, y así minimizar el sesgo en la distribución y concentración de las estructuras, al elegir sólo *DTM* que puedan ser eficazmente mapeados. El límite mínimo de estructuras a considerar para este estudio es de mayor a 50. Este límite es modificable según el arreglo estructural imperante en la zona estudiada (modificando también la malla de correlación según los requerimientos del estudio). En este caso, el sistema estructural del tipo *stockwork* tiene gran número de estructuras, lo que permite delimitar un número de estructuras mínimo relativamente alto como límite mínimo aceptado.

Del total de 127 *DTM*, se seleccionaron 95 para el análisis de correlación, correspondiente a un 74,8% de la base de datos, lo que se traduce en que, del total de 8.018 estructuras mapeadas, 7.065, correspondiente a un 88,11%, son consideradas para este análisis.

### 8.4.2. Correlación probabilística entre secciones

Al correlacionar el total de estructuras de cada sección entre ellas, se obtiene un alto coeficiente de correlación, específicamente para la correlación XC-3AS con CALLE-6. La información obtenida mediante la utilización de la malla de correlación probabilística indica que las tres secciones son altamente semejantes en cuanto a las orientaciones de las estructuras mapeadas en cada una. El gran número de datos y la alta dispersión de ellos permiten una correlación sin filtración de las concentraciones más pequeñas, utilizando para este caso las 43 casillas de la malla (Figura 8.26).



**Figura 8.26:** Correlación entre las tres secciones analizadas. A, B, C: gráficos de dispersión con valores de coeficiente de correlación y determinación. D, E, F: distribución de las concentraciones de estructuras por cada casilla. Los valores más altos del coeficiente de Pearson fueron obtenidos en la iteración N° 18 (malla comienza a los 170° de dirección de manteo) para la correlación XC-2AS / XC-3AS (A), N° 18 para la correlación XC-2AS / CALLE-6 (B), N° 19 (malla comienza a los 180° de dirección de manteo) para la correlación XC-3AS / CALLE-6 (C).

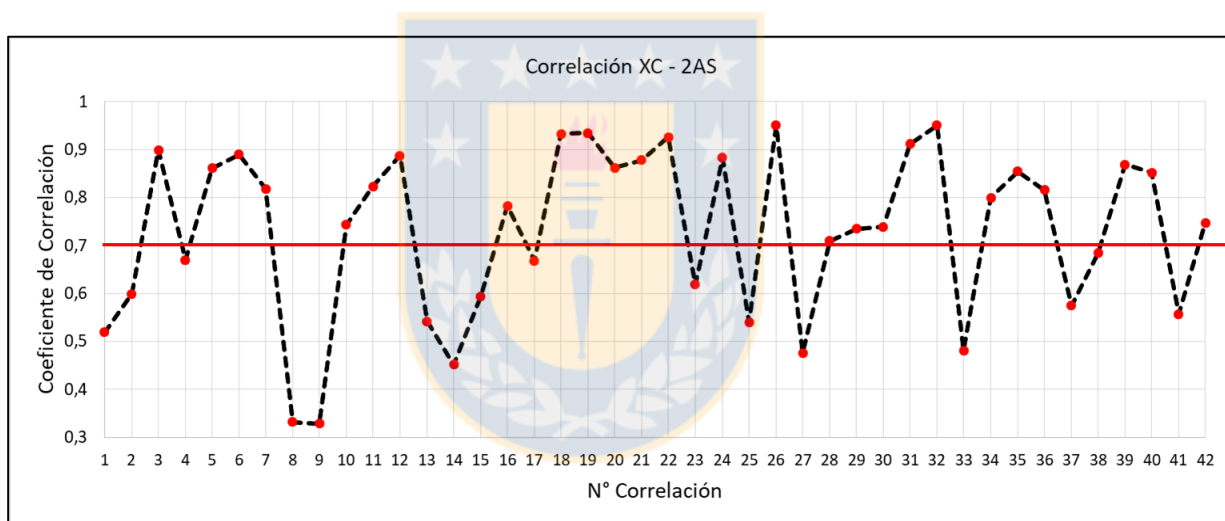
Sólo es posible utilizar todas las casillas de la malla de correlación cuando la base de datos contiene gran cantidad de estructuras. Para el caso de la correlación entre *DTM* este requisito no se cumple, por lo que se debe aplicar un proceso previo de filtración de concentraciones que no representen los sets principales, y de casillas que no poseen información estructural. El total de los datos obtenidos de las 35 iteraciones para el total de las secciones se encuentran en el Anexo E.

### 8.4.3. Correlación Probabilística sección XC-2AS

Se hacen un total de 35 iteraciones, correspondientes a la rotación en 10° de la dirección de manteo de la malla de correlación probabilística (de 0° a 350°). Una filtración de las casillas con datos

menos relevantes, que no representan concentraciones importantes, y casillas sin información son, previamente eliminados. Para esto, las casillas de cualquiera de los *DTM* correlacionados que tenga menos de dos estructuras son eliminadas de la correlación. Los resultados obtenidos corresponden a la iteración que entrega el mayor valor de coeficiente de correlación de Pearson.

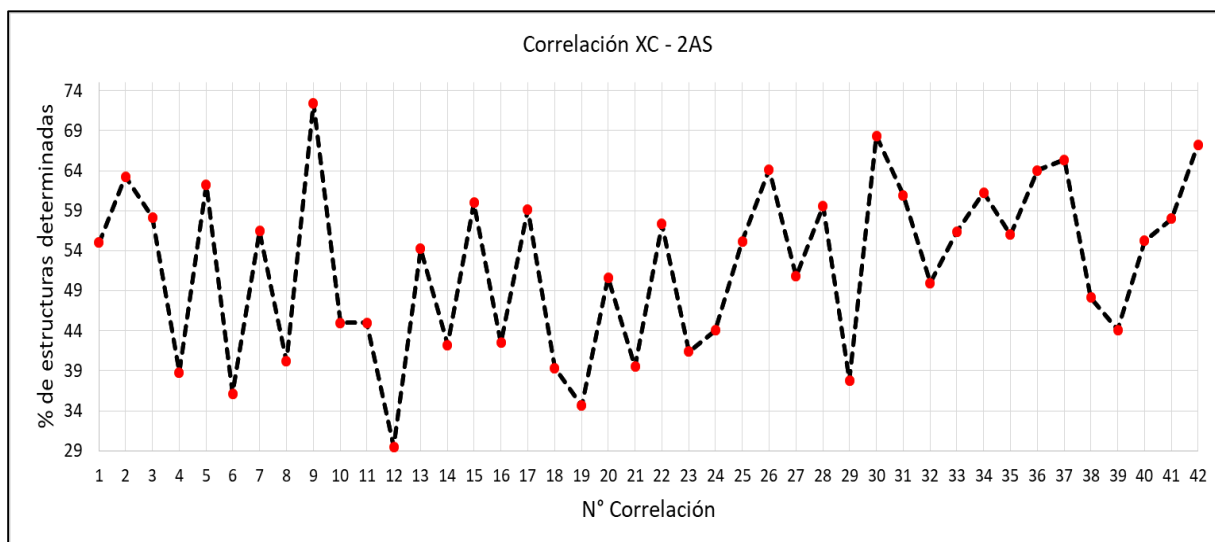
De los 54 *DTM* iniciales para esta sección se utilizaron 43 que cumplían con los requisitos estipulados. El análisis de correlación se ejecuta en la dirección del desarrollo del túnel (N95°E), es decir, desde el W al E de los *DTM* consecutivos siguiendo esta orientación (Figura 8.27). 26 de las 42 correlaciones realizadas en este análisis (61,9% del total) muestran valores de coeficientes de correlación mayores a 0,7. El promedio de los coeficientes de correlación calculados es de 0,73068457, con un máximo de 0,950419323 y un mínimo de 0,331976405.



**Figura 8.27:** Coeficientes de correlación de Pearson para la correlación de cada *DTM* consecutivo en la sección XC-2AS. Sobre la línea roja los valores indican alta correlación entre las estructuras.

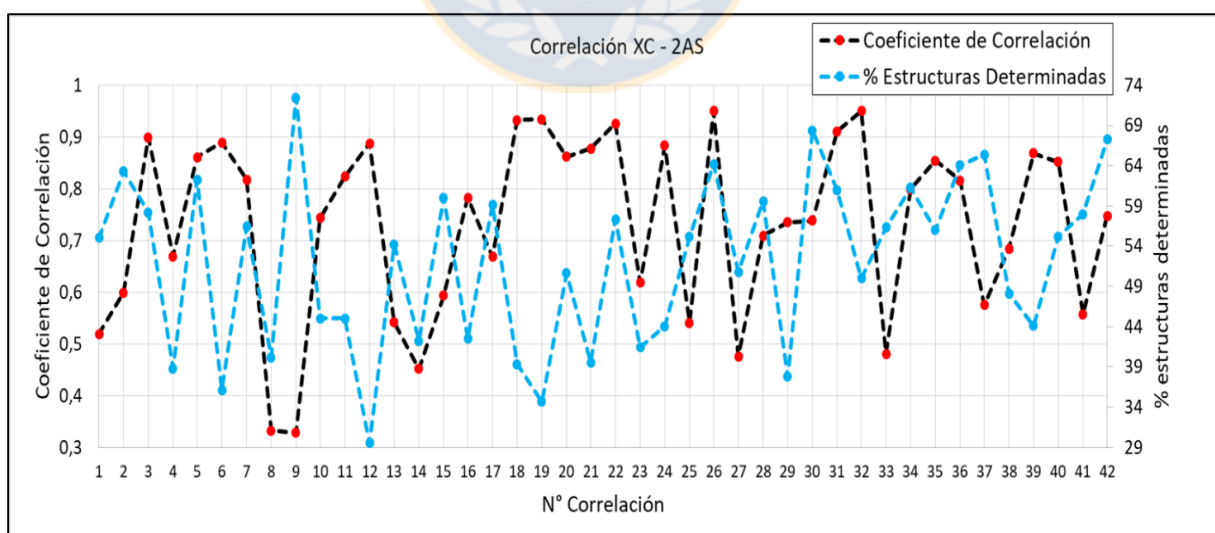
El porcentaje de estructuras determinadas para cada *DTM* se observa en la Figura 8.28. El promedio de porcentaje de estructuras es de 52,14824307%, con un máximo de 72,46376812% y un mínimo de 29,50819672%.





**Figura 8.28:** Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada *DTM* consecutivo en sección XC – 2AS.

No existen tramos dentro de la sección, continuos y de larga extensión, que sean homogéneos en cuanto a valores altos del coeficiente de correlación (mayor a 0,7) y de porcentajes de estructuras determinadas (cercanos al 50%). En cambio, hay gran variabilidad de valores a lo largo del túnel para estas dos variables, donde solo el tramo con número de correlación del 30 al 32 tiene esta homogeneidad (Figura 8.29),

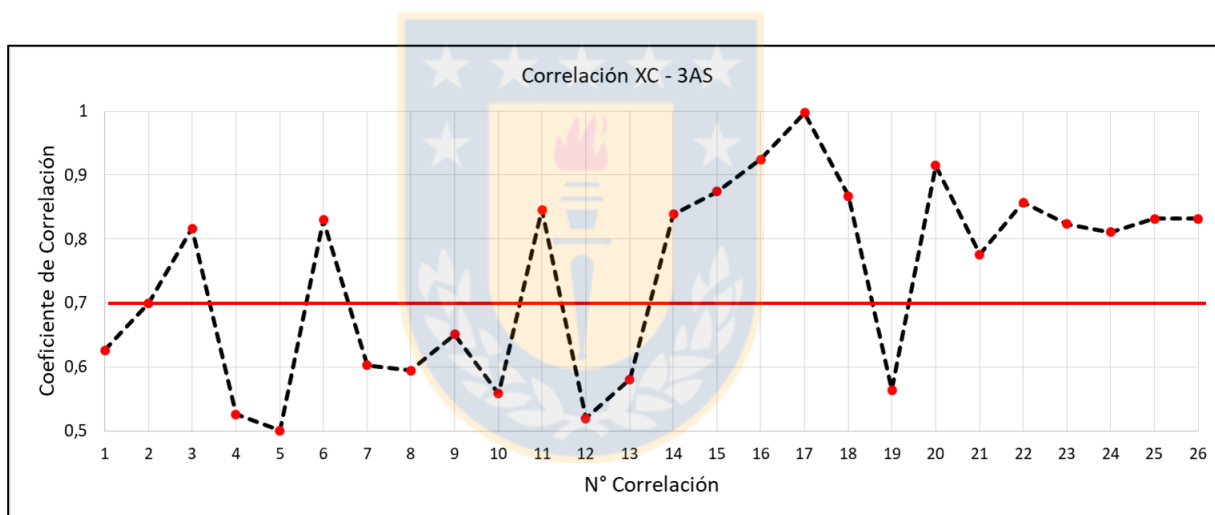


**Figura 8.29:** Relación entre Coeficiente de Correlación y Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada *DTM* consecutivo, Sección XC-2AS.

#### 8.4.4. Correlación Probabilística Sección XC-3AS

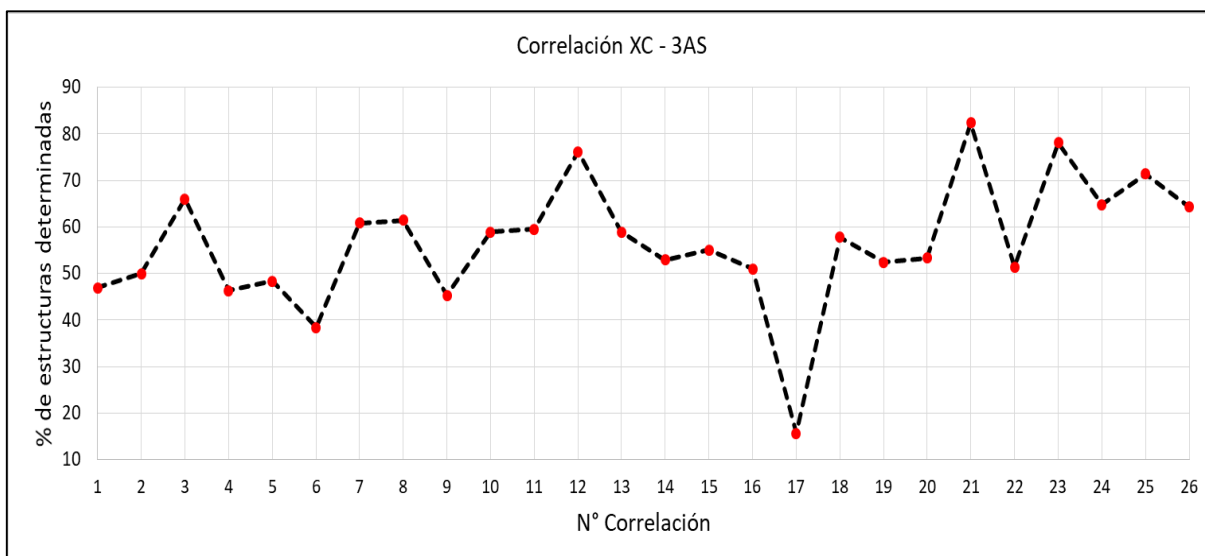
Del total de 40 *DTM* se utilizaron 27 que presentaban los requisitos. El análisis de la correlación se hace de la misma manera que la sección XC-2AS (Figura 8.30). 15 de las 26 correlaciones llevadas a cabo (57,7%) indican valores de coeficientes de correlación superiores a los 0,7. El promedio de los coeficientes de correlación obtenidos es de 0,74085985 con un máximo de 0,997176465 y un mínimo de 0,50034662.

El porcentaje de estructuras determinadas en cada correlación se enseña en la Figura 8.31. El promedio de porcentaje de estructuras es de 56,43970522%, con un máximo de 78,04878049% y un mínimo de 15,68627451%.



**Figura 8.30:** Coeficientes de correlación de Pearson para la correlación de cada *DTM* consecutivo en la sección XC-3AS. Sobre la línea roja los valores indican alta correlación entre las estructuras.

El tramo de número de correlación del 20 al 26 tiene altos valores de coeficiente de correlación y de porcentaje de estructuras (Figura 8.32), que evidencian una homogeneidad en la orientación de las estructuras para éste. El tramo de número de correlación del 14 al 18 tiene altos valores de coeficiente de correlación, sin embargo, sólo del 14 al 16 tiene un alto porcentaje de estructuras determinadas. Se mantiene la tendencia dominante de alta variabilidad a lo largo de la sección entre estas variables.



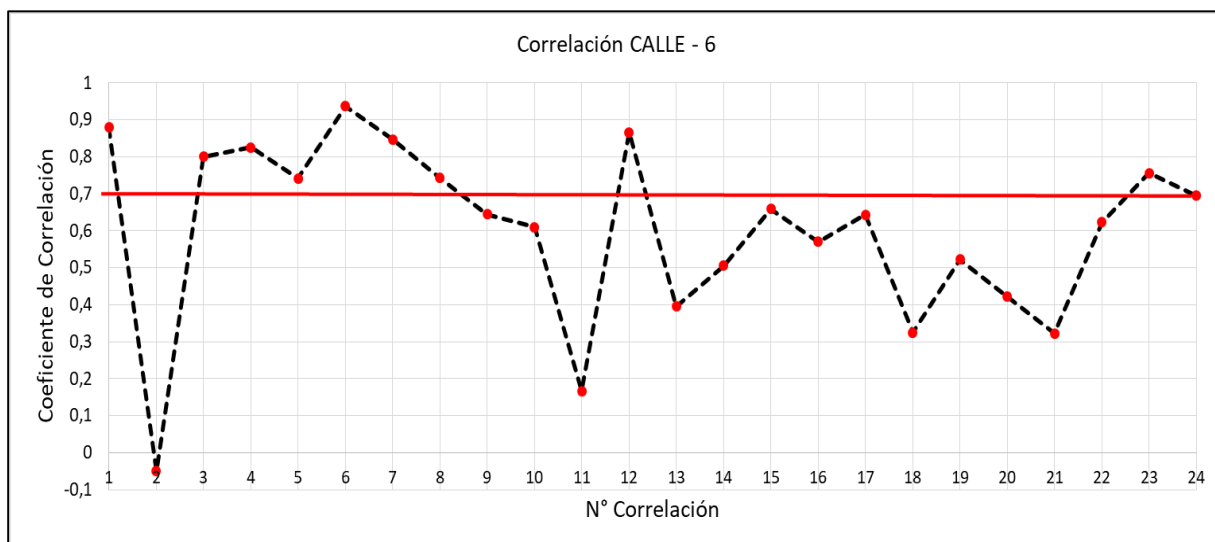
**Figura 8.31:** Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada *DTM* consecutivo en sección XC-3AS.



**Figura 8.32:** Relación entre Coeficiente de Correlación y Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada *DTM* consecutivo para la Sección XC-3AS.

#### 8.4.5. Correlación Probabilística Sección CALLE-6

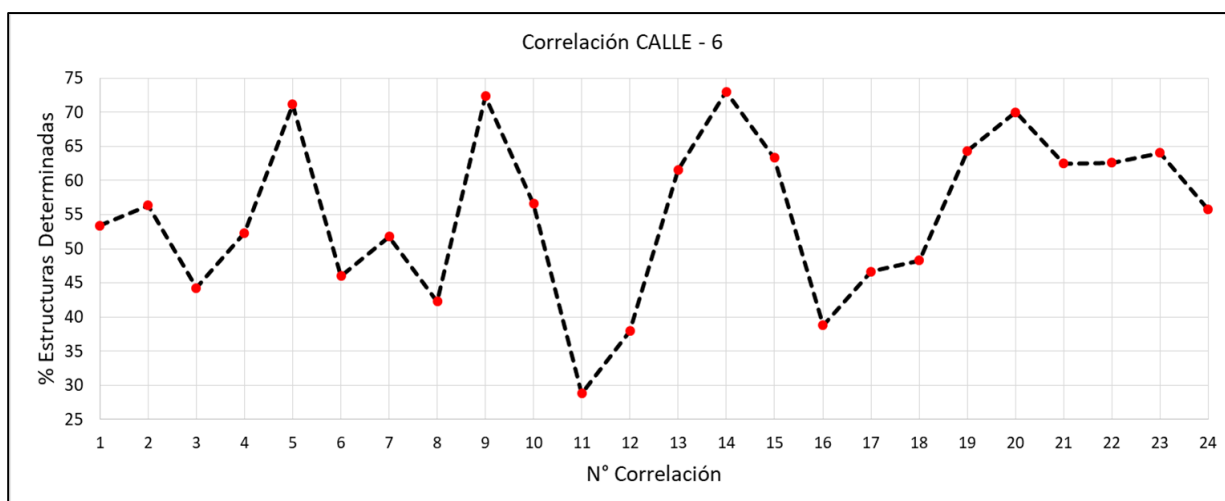
Del total de 33 *DTM*, 25 cumplían los requisitos para el análisis de correlación. Éste es ejecutado en la dirección de desarrollo del túnel (N155°E), es decir, desde el NW al NE de los *DTM* consecutivos (Figura 8.33).



**Figura 8.33:** Coeficientes de correlación de Pearson para la correlación de cada *DTM* consecutivo en la sección **CALLE-6**. Sobre la línea roja los valores indican alta correlación entre las estructuras.

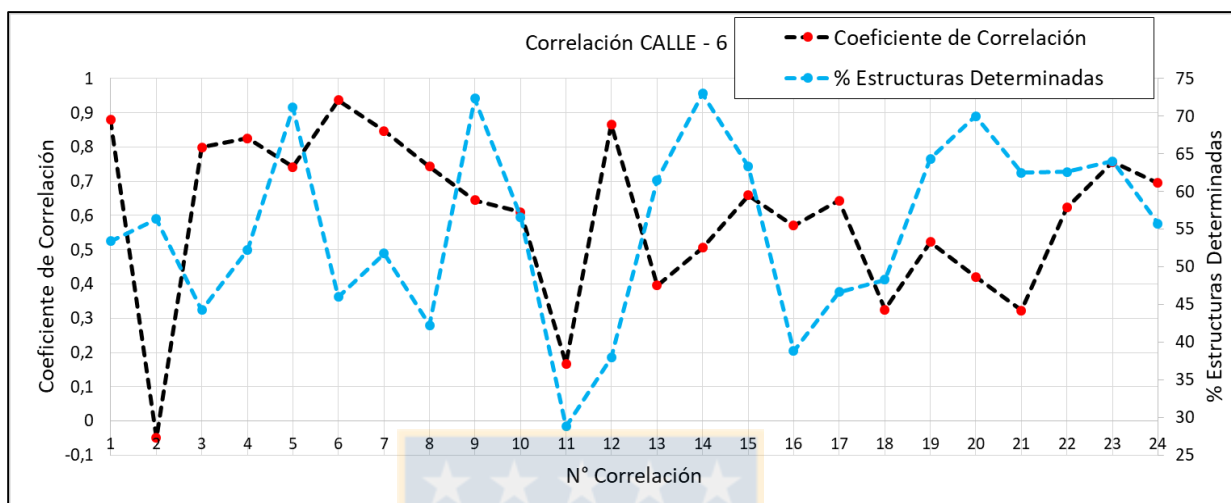
Sólo 9 de las 24 correlaciones (37,5%) tienen valores de coeficientes de correlación superiores a 0,7. El promedio de los coeficientes de correlación calculados es de 0,60219611, con un máximo de 0,936914094 y un mínimo de -0,049776893.

El porcentaje de estructuras determinadas se muestra en la Figura 8.34. El promedio del porcentaje para esta sección es de 55,17606539%, con un máximo de 73,03370787% y un mínimo de 28,81355932%.



**Figura 8.34:** Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada *DTM* consecutivo en sección **CALLE-6**.

Sólo el tramo de número de correlación del 3 al 8 tiene valores altos de coeficiente de correlación y porcentaje de estructuras determinadas (Figura 8.35). El resto de la sección posee alta fluctuación entre las variables determinadas.



**Figura 8.35: Relación entre Coeficiente de Correlación y Porcentajes de estructuras determinadas para la correlación de cada *DTM* consecutivo. Sección CALLE-6.**

#### 8.4.6. Correlación mediante la acumulación de *DTM* consecutivos

Existe alta dispersión de las orientaciones de las estructuras a lo largo de las secciones y oscilación de las variables calculadas a lo largo de las tres secciones, lo que evidencia la heterogeneidad del arreglo estructural. Se ejecuta el mismo proceso de correlación, pero con la diferencia de que ahora no es de un *DTM* con el *DTM* que sigue, sino la acumulación de dos, tres y cuatro *DTM* consecutivos.

La finalidad de este proceso es determinar si la acumulación de *DTM* es capaz de incrementar la correlación y el porcentaje de estructuras determinadas, al considerar mayor rango de orientaciones de estructuras. A continuación se presentan los resultados entregados para cada sección. El coeficiente de correlación y el porcentaje de estructuras calculados de la acumulación de *DTM* se indican en la Tabla 8.2.

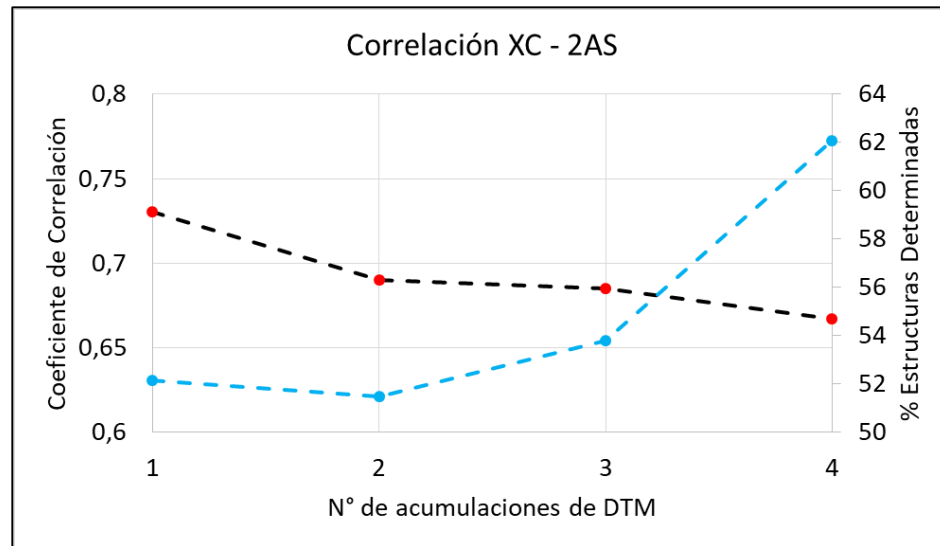
**Tabla 8.3: Valor máximo, mínimo y promedio del coeficiente de correlación y porcentaje de estructuras determinadas para cada túnel estudiado.**

Sección	N° <i>DTM</i>	Media $\rho$	$\rho$ Máx.	$\rho$ Min.	Media %	% Máx.	% Min.
XC-2AS	1	0,73068457	0,950419323	0,328607589	52,14824307	72,46376812	29,50819672
	2	0,690198082	0,986661129	-0,11791295	51,49269637	71,875	22,95081967
	3	0,685003193	0,952500953	0,143198094	53,78547907	76,05633803	28,86597938
	4	0,667160041	0,920601184	-0,0035326	62,06681612	81,13207547	40
XC-3AS	1	0,740859846	0,997176465	0,50034662	56,43970522	82,35294118	15,68627451
	2	0,688650784	0,912870929	0,262796313	64,28402546	85,29411765	47,6744186
	3	0,720054679	0,890624908	0,334399171	63,52783975	80,48780488	37,5
	4	0,727969714	0,915445762	0,467053555	65,91628245	78,51239669	45,3125
CALLE-6	1	0,602196113	0,936914094	-0,04977689	55,17606539	73,03370787	28,81355932
	2	0,624779834	0,930333485	0,009563687	59,85461411	75,28089888	43,28358209
	3	0,631174647	0,911311295	0,08976439	64,14270779	81	38,80597015
	4	0,601135886	0,908636901	0,079313988	65,19123258	77,01149425	52,23880597

#### 8.4.6.1. Sección XC-2AS

Los gráficos de Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas de las tres secciones, para la acumulación de dos, tres y cuatro *DTM* se encuentran en el Anexo F.

Al analizar los promedios del coeficiente de correlación y el porcentaje de estructuras determinadas para cada acumulación en esta sección, se ve que al aumentar la población de estructuras a correlacionar, un mayor porcentaje de estructuras es determinada, pero a su vez disminuye levemente el coeficiente de correlación. Esto se debe a que, al aumentar la cantidad de estructuras correlacionadas, se abarca un mayor rango de orientaciones (debido a la gran dispersión de estructuras, cada *DTM* aporta información de diferentes rangos de orientación) permitiendo determinar, en la mayoría de los casos, estructuras ubicadas en casillas que anteriormente fueron eliminadas debido a su baja concentración de datos. Sin embargo, al abarcar un mayor rango y por lo tanto una mayor dispersión, el coeficiente de correlación tiende a disminuir (Figura 8.36).



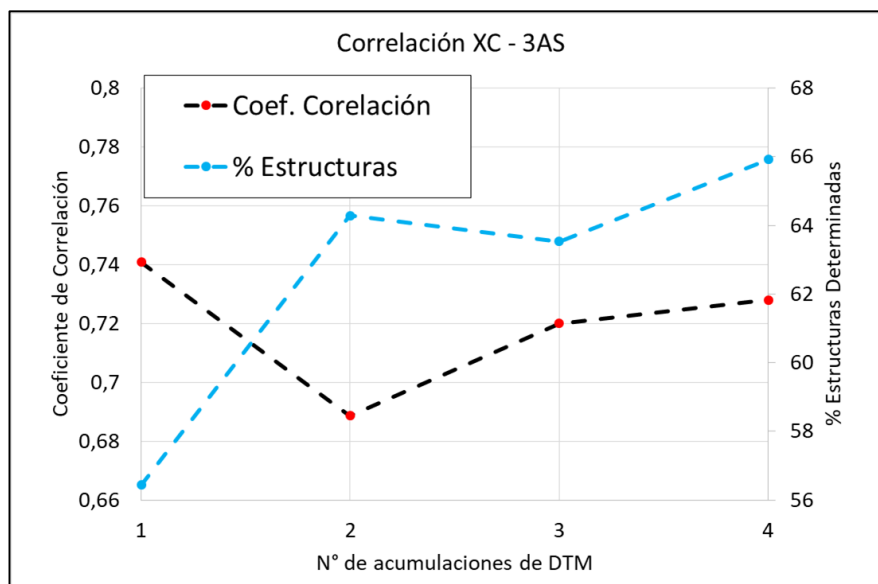
**Figura 8.36: Promedios del Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas para las correlaciones acumuladas, desde 1 hasta 4 DTM para la Sección XC-2AS.**

#### 8.4.6.2. Sección XC-3AS

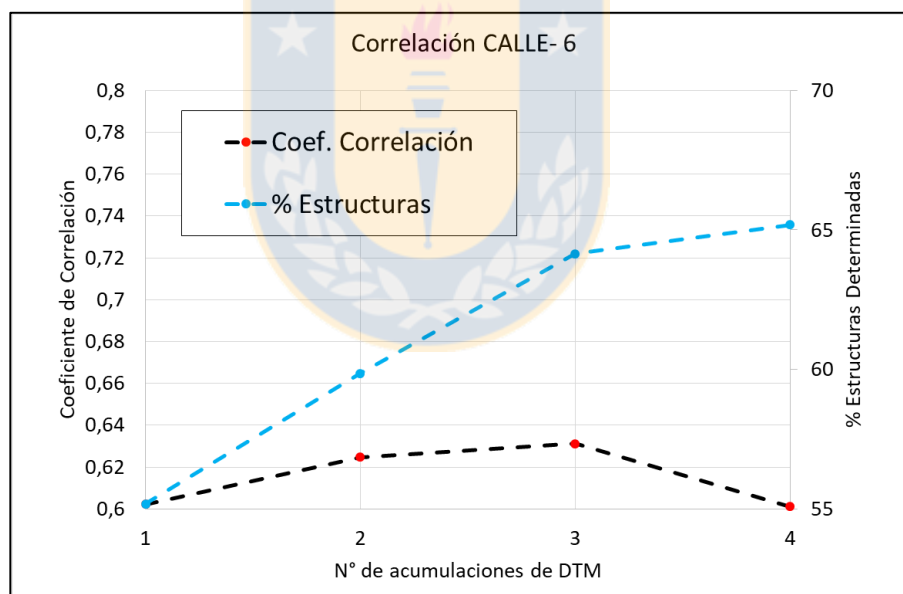
Tanto el aumento del porcentaje determinado y la disminución del coeficiente de correlación no son constantes (Figura 8.37). Sin embargo, se observa un aumento considerable del coeficiente de correlación en tramos de la sección donde para la misma correlación sin acumulación se obtuvieron valores bajo los 0,7 (Anexo F)

#### 8.4.6.3. Sección CALLE-6

El promedio del porcentaje de estructuras determinada aumenta progresivamente al acumular DTM correlacionados. El promedio del coeficiente de correlación se mantiene relativamente constante mostrando leves variaciones en los valores obtenidos en cada acumulación de DTM (Figura 8.38).



**Figura 8.37:** Promedios del Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas para las correlaciones acumuladas, desde 1 hasta 4 *DTM* para la sección XC-3AS.



**Figura 8.38:** Promedios del Coeficiente de Correlación y Porcentaje de estructuras determinadas para las correlaciones acumuladas, desde 1 hasta 4 *DTM* para la sección CALLE-6.

Los resultados para cada sección indican que, una acumulación de los *DTM* consecutivos correlacionados no ocasionan un cambio relevante en el promedio del coeficiente de correlación determinado, y que no se puede establecer una relación monótona, ya sea creciente o decreciente (una relación monótona es aquella función que es decreciente o creciente en todo su dominio),



entre la variación del coeficiente y el acumulamiento de *DTM*. El porcentaje de estructuras determinadas tiene relación monótona creciente para la sección XC-2AS y CALLE-6, mientras que la sección XC-3AS no muestra ninguna tendencia.

El acumulamiento de *DTM* efectivamente incrementa, para ciertas proyecciones estereográficas, el coeficiente de correlación, pero sigue siendo inefectivo para otras. Si bien existe un aumento del coeficiente de correlación en tramos de las secciones donde anteriormente había valores menores a 0,7 (cruzado XC-3AS, Figuras F.4, F.5, F.6), siguen existiendo tramos que no presentan variación en cuanto a esta variable, reflejando el comportamiento multidireccional del *stockwork*.

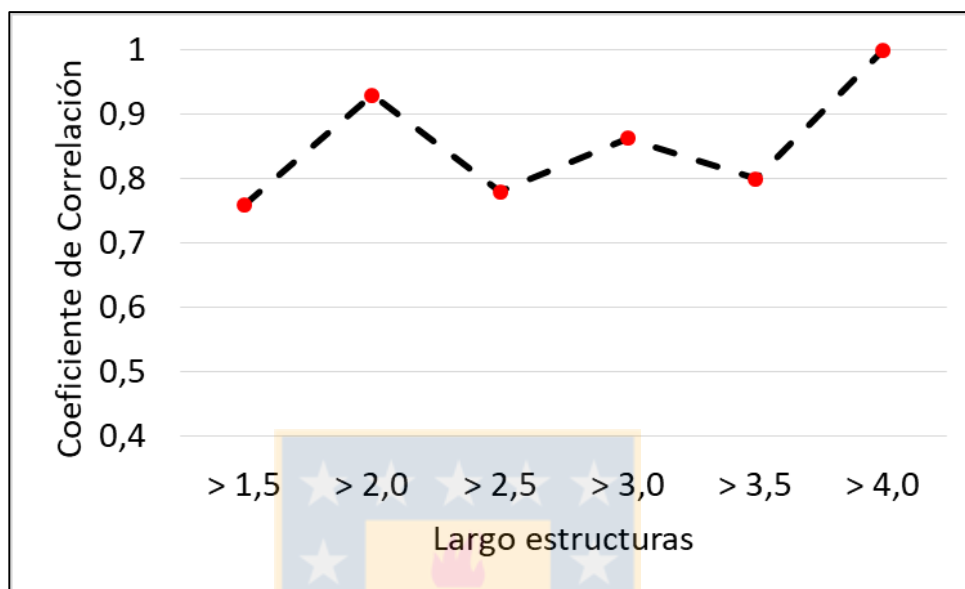
#### **8.4.7. Correlación de estructuras que controlan la sobre-excavación**

El bajo número de estructuras que controlan la sobre-excavación identificadas en cada *DTM* impide el uso de la malla de correlación probabilística de este estudio, ya que una baja población de estructuras analizadas no entrega resultados representativos de los coeficientes de correlación, y en algunos casos, no puede ser calculada debido a la falta de intersección de estructuras en una misma casilla. Sin embargo, anteriormente ya se ha determinado que las estructuras que controlan la sobre-excavación se distribuyen rodeando al desarrollo del túnel, ignorando el arreglo estructural dominante impuesto por el campo de esfuerzos imperante, por lo que esto puede ser considerado como un potencial predictivo de la estabilidad de las excavaciones, ya que se conoce la orientación preferencial en la que las estructuras pueden estar distribuidas.

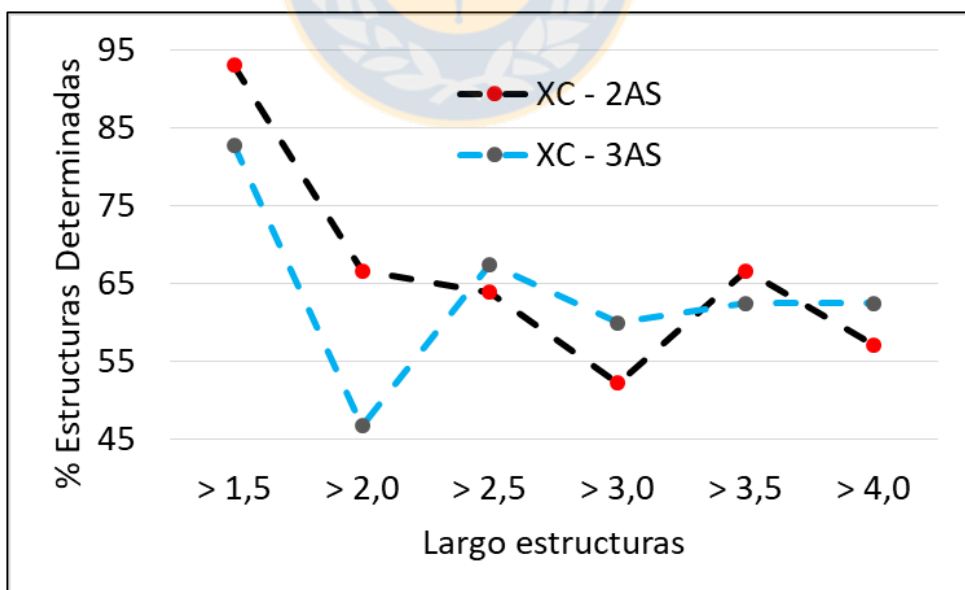
Si bien este potencial predictivo es en términos cualitativos, ya que no pueden utilizarse las estructuras de sobre-excavación de cada *DTM* para determinar el coeficiente de correlación y obtener un resultado cuantitativo, se puede emplear la malla de correlación probabilística para comparar la similitud entre los dos túneles de orientación N95°E, para validar cuantitativamente la distribución de las estructuras rodeando el desarrollo de los túneles.

En las Figuras 8.39 y 8.40 se pueden ver los valores de coeficiente de correlación y porcentaje de estructuras determinadas calculados al correlacionar las estructuras que controlan la sobre-excavación, entre los cruzados XC-2AS y XC-3AS, ambas de orientación N95°E, y el porcentaje

de estructuras determinadas, usando el mismo criterio de filtración de datos utilizado para las correlaciones de *DTM*, donde se considera un mínimo de 2 estructuras por casillas como requisito para poder ser correlacionadas.



**Figura 8.39:** Coeficiente de correlación de estructuras que controlan la sobreexcavación según el rango de largo de traza expuesta. Correlación entre total de estructuras de sección XC-2AS y XC-3AS.



**Figura 8.40:** Porcentaje de estructuras determinadas que controlan la sobreexcavación según el rango de largo de traza expuesta. Correlación entre total de estructuras de sección XC-2AS y XC-3AS.

Los resultados evidencian alta correlación entre las estructuras que controlan la inestabilidad de las secciones de orientación N95°E. El coeficiente de correlación calculado para el total de estructuras mapeadas es de 0,76, con cerca de un 90% de éstas concentradas en las mismas orientaciones de los sets estructurales identificados en cada estereograma. Además, el porcentaje de estructuras que pertenecen a los mismos sets estructurales se mantiene en valores elevados al ir aumentando el largo de traza expuesta.

Esta metodología valida cuantitativamente la relación lineal existente entre ambos túneles de orientación N95°E respecto a las orientaciones de las estructuras que controlan la sobre-excavación y sus rangos de largo de traza expuesta.

#### **8.4.8. Potencial Predictivo**

Lo esperado para una sección con un dominio estructural homogéneo es una curva con altos valores de coeficiente de correlación (mayores a 0,7) en conjunto con un porcentaje de estructuras consistente (para este caso valores mayores al 40%-50%) a lo largo de toda la sección. Sin embargo, los resultados evidencian que existen tramos de las secciones con dominio estructural homogéneo, pero predomina un sistema estructural dinámico donde las orientaciones varían conforme el avance de la sección.

Los dominios estructurales de cada sección son altamente semejantes entre sí, pero al analizar a escala de *DTM* las orientaciones, se ve que la mayoría de las estructuras tienen alta dispersión en sus orientaciones. El hecho de que los valores más altos de coeficiente de correlación obtenidos para cada *DTM* correspondan a diferentes iteraciones, y por lo tanto, a diferentes rotaciones de la malla de correlación probabilística, es otra evidencia de esta heterogeneidad del arreglo estructural, ya que cada correlación presenta una distinta disposición de las casillas de las bandas de manteo (variaciones en el valor de dirección de manteo) que más se adecua a la distribución analizada en cada caso.

Un estudio realizado por Phi *et al.* (2015) utiliza una malla de correlación probabilística y el método de coeficiente de correlación de Pearson como indicador de la fuerza de asociación entre las

estructuras mapeadas en sondajes en un macizo rocoso granítico, donde las variaciones abruptas de este coeficiente indican cambios del dominio estructural a diferentes profundidades. Otro estudio de Quoc Phi *et al.* (2012) realiza este mismo proceso en un macizo rocoso de pizarras y rocas sedimentarias de grano fino. En ambos, casos las proyecciones estereográficas correlacionadas presentan una baja dispersión de datos en la orientación de las fracturas producto del sistema estructural dominante, donde no se identifica un enrejado de vetillas tipo *stockwork*, lo que permite determinar los dominios estructurales y sus límites según los cambios drásticos del coeficiente de correlación de Pearson. Esto demuestra que, el comportamiento y dinámica del sistema estructural presente en el macizo rocoso, es determinante al momento de evaluar el potencial predictivo de las estructuras, ya que sus características son las que discernirán una correlación alta y homogénea en sistemas de baja dispersión, o con valores heterogéneos y variables, en el caso de un sistema estructural de alta dispersión.

El potencial predictivo está relacionado a la continuidad de coeficientes de correlación de alto valor. Así, resultados de correlación elevados y homogéneos a lo largo del túnel permitirían predecir las estructuras, y a la misma escala de excavación las estructuras de los futuros avances, mientras que una inconsistencia de estos valores a lo largo del túnel dificulta esta prognosis del arreglo estructural, debido al comportamiento impredecible de este último en esta escala.

Esta metodología de correlacionar los *DTM* permite predecir los sets principales en los tramos de las secciones donde se identificaron sistemas estructurales homogéneos a lo largo de las excavaciones, especialmente en el cruzado XC-3AS al realizar la acumulación de *DTM*. Sin embargo, esta variabilidad en el total de valores obtenidos muestra que el arreglo estructural a escala de excavación tiene alta variabilidad de orientaciones que no es capaz de predecir, ya que existe una diferencia entre los arreglos estructurales de los *DTM*, y por lo tanto, el coeficiente de correlación será bajo.

La malla entrega el grado de correlación lineal entre las estructuras identificadas, es decir, el grado de variación conjunta entre las estructuras de los *DTM* correlacionados. Es un método muy competente al momento de comparar arreglos estructurales a escala de sección, pero vulnerable y

susceptible a la alta dispersión a escala de excavación, evidenciado en coeficientes no consistentes a lo largo del desarrollo de la sección.

Por lo tanto, el obtener resultados variables de coeficientes de correlación a lo largo del túnel es reflejo de los cambios de las orientaciones de las estructuras a escala de excavación, que en conjunto definen dominios estructurales, como es observado en los resultados del coeficiente de correlación obtenido en las tres secciones.



## 9. CONCLUSIONES

1. Las estructuras mapeadas evidencian que, aunque el macizo rocoso primario este dominado por un sistema estructural del tipo *stockwork*, con estructuras de orientaciones multidireccionales, al analizar estas últimas se observa que se distribuyen en sets sub-horizontales y sub-verticales con rumbo y manteo muy similares entre sí a lo largo de las tres secciones estudiadas del Nivel Hundimiento perteneciente al Proyecto Nuevo Nivel Mina.
2. El largo de traza expuesta predominante de las estructuras que conforman el *stockwork* en las tres secciones analizadas, se encuentra en un rango entre 1,5 y 3 metros de longitud, mientras que las estructuras de mayor longitud son escasas en este sistema estructural, siguiendo una distribución log-normal con tendencia a una distribución exponencial negativa al aumentar la cantidad de estructuras mapeadas cercanas al límite mínimo de largo de traza expuesta mapeada.
3. Los sets principales de estructuras geológicas de cada una de las secciones se mantienen relativamente constantes y con pequeñas variaciones de orientación a medida que aumentan la longitud de las vetillas identificadas. Al disminuir la cantidad de estructuras, los sets cada vez son más acotados y se encuentran más dispersos en la proyección estereográfica, pudiendo dividirse en pequeños sub-sets de orientaciones similares, que en conjunto forman el set principal.
4. Las magnitudes de sobre-excavación determinadas para las secciones cruzadas XC-2AS y XC-3AS de orientación N95°E indican una mayor inestabilidad de los túneles para esta orientación en comparación con la sección más estable CALLE-6 de orientación N155°E.
5. La distribución del total de las magnitudes tiene clara concentración de los datos de magnitud entre 0 y 60% de sobre-excavación, con un máximo de concentración de datos en un rango de 20 a 40% de sobre-excavación. Los valores mayores a 60% de sobre-excavación son aportados sólo por los cruzados de orientación N95°E, donde las magnitudes llegan a valores que superan incluso el 100% de sobre-excavación.

6. Para los cruzados XC-2AS y XC-3AS de orientación N95°E, por lo menos un 70% de las secciones transversales concentran estructuras que controlan la sobre-excavación en la corona N de las excavaciones, mientras que la sección Calle-6 de orientación N155°E, muestra una distribución más homogénea de la sobre-excavación en cuanto a la concentración de estructuras que la controlan, sin tener una tendencia respecto a algún foco de sobre-excavación específico, sino más bien semejanzas en los valores de distribución entre los focos NE, centro y SW.
7. Cerca de un 50% de las estructuras que controlan la sobre-excavación se encuentran en un rango de largo de traza expuesta entre 1,5 y 2 m. El porcentaje de estructuras disminuye progresivamente a medida que aumenta la longitud, estableciendo una relación inversa entre estas dos variables.
8. Las fallas identificadas muestran largos de trazas extensos en comparación al *stockwork*, de las cuales cerca de un 85% superan los 3,5 m de traza, llegando a máximos que sobrepasan los 6 m de longitud, cruzando múltiples labores consecutivas.
9. Las estructuras que controlan la sobre-excavación indican clara orientación sub-paralela a las excavaciones que rodean. Como se observa en las proyecciones estereográficas de las secciones analizadas en dos orientaciones diferentes (N95°E y N155°E), estas estructuras están distribuidas alrededor de las secciones y siguen su orientación sin importar el campo de esfuerzos predominante. Están distribuidas un amplio rango de manteos desde sub-horizontal a sub-vertical, mientras que las fallas reconocidas poseen principalmente un manteo sub-vertical. Además no tienen mayores variaciones de orientación a medida que incrementa la longitud de estas, aunque disminuyen considerablemente en población producto de su distribución y concentración en rangos de largos pequeños, donde las estructuras sub-verticales comienzan a predominar respecto de las sub-horizontales a medida que aumenta el largo de traza.
10. Las vetillas del *stockwork* y fallas identificadas en este estudio poseen un relleno mineral correspondiente, en su mayoría, a la etapa de alteración hidrotermal tardía (HT). Dentro de los minerales identificados se encuentra el yeso como mineral principal, con algunos carbonatos, pirita y sulfuros de cobre primarios; calcopirita (predominante) y bornita (por si solos o juntos).

También fueron identificadas algunas vetillas de alteración magmática tardía, con un relleno principal de cuarzo, donde en algunos casos fueron reconocidos anhidrita y sulfuros de cobre primarios en baja cantidad.

11. Un 70% de la sobre-excavación está controlada por estructuras secundarias, las que predominan para los largos de traza expuesta entre 1,5 y 3 m. Para valores de mayor largo las estructuras primarias están casi en la misma proporción que las secundarias.
12. La correlación realizada mediante la malla de correlación probabilística para el total de estructuras geológicas mapeadas, en cada una de las tres secciones, evidencia un alto grado de homogeneidad del dominio estructural en esta escala.
13. Existe una relación entre aumento del coeficiente de correlación de los *DTM* y la acumulación de *DTM* consecutivos, al menos para ciertos tramos de las secciones donde efectivamente se observa un aumento considerable de este coeficiente, mientras que otros tramos mantienen o incluso disminuyen su coeficiente de correlación con estas acumulaciones. Pareciera que la acumulación de *DTM* aumenta la correlación y por lo tanto el potencial predictivo, pero se requiere realizar más pruebas para corroborar esta hipótesis. Este comportamiento de alta variabilidad se debe a la naturaleza multidireccional de las vetillas que componen el *stockwork*. El porcentaje de estructuras determinadas tiende a aumentar junto a la acumulación de *DTM*.
14. Los valores de coeficientes de correlación obtenidos para cada correlación de *DTM*, en cada uno de las tres secciones, no son constantes a lo largo de las excavaciones, demostrando que a una escala pequeña existe un grado de heterogeneidad del dominio estructural en los *DTM*, con bajos valores de coeficiente de correlación, mientras que los valores altos representan *DTM* altamente homogéneos en cuanto a las orientaciones de las estructuras mapeadas.
15. Los valores variados del coeficiente de correlación obtenidos por la malla de correlación probabilística son un reflejo de las características del macizo rocoso primario, donde domina un sistema estructural del tipo *stockwork* con vetillas en múltiples orientaciones y de alta dispersión



respecto a los sets principales identificados, ya sea en cada *DTM* o en el total de estructuras por cada cruzado y *drift*.

16. La malla de correlación es un método muy competente al momento de comparar arreglos estructurales a mayor escala, como es el caso del total de estructuras analizadas para cada una de las secciones. Por sí sola es vulnerable y susceptible a la alta dispersión presentada a pequeña escala en los *DTM* estudiados, evidenciando esta dispersión mediante coeficientes no consistentes a lo largo del desarrollo del túnel.
17. La utilización de una malla de correlación probabilística valida cuantitativamente la relación lineal existente entre ambos túneles de orientación N95°E respecto a las orientaciones de las estructuras que controlan la sobre-excavación y sus rangos de largo de traza expuesta.



## 10. REFERENCIAS

**AGUIRRE, L. 1960.** Geología de Los Andes de Chile Central. Provincia de Aconcagua. Instituto de Investigaciones Geológicas, Chile. Bol. N° 9: 70 pp. Santiago.

**ARREDONDO, C. 1994.** Distribución, caracterización y génesis de los cuerpos de brecha ubicados en el sector central este del yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 99 pp. Santiago.

**BENADO, D. 2010.** Levantamiento de información geológica básica: Evaluación técnica del sistema 3DM Analyst, en mina El Teniente. Nota Interna. CODELCO Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología. Informe Interno (Inédito): 22 pp. Rancagua.

**BIRCH, J. S. 2006.** Using 3DM Analyst Mine Mapping Suite for Rock Face Characterization. Laser and Photogrammetric Methods for Rock Face Characterization. ARMA, American rock mechanics Association: 15 pp. ADAM Technology, Perth.

**BROWN, E.T. 2003.** Block caving geomechanics (The International Caving Study I, 1997-2000), University of Queensland, JKMRM Monograph Series in Mining and Mineral Processing, Vol. 3: 516 pp. JKMRM, Indooroopilly, Australia.

**BRZOVIC, A. 2001.** Fundamentos Geológicos para un Sistema de Clasificación Geotécnica del Macizo Rocosó Primario, Mina El Teniente, Hundibilidad Fase I. Codelco Chile División El Teniente, Superintendencia de Geología. Informe Interno (Inédito): 66 pp. Rancagua.

**BRZOVIC, A. 2010.** Characterisation of primary copper ore for block caving at the El Teniente mine, Chile. PhD Thesis. Western Australia School of Mines (Inédito): 263 pp. Kalgoorlie.

**BRZOVIC, A. Y BENADO, D. 2003.** Sistema de clasificación geotécnica roca primaria mina El Teniente. SGL-I-05/2003. Codelco-Chile, División El Teniente, Superintendencia de Geología (Inédito): 119 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.* Vol. 44: 565-583.

**BURGOS, L. 2002.** Petrografía y geoquímica de la diabasa y diques basálticos que constituyen las andesitas de la mina en el yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Departamento de Ciencias de la Tierra (Inédito): 108 pp. Concepción.

**CAMUS, E. 1975.** Geology of the El Teniente ore body with emphasis on wall-rock alteration. *Economic Geology*. N°8. Vol. 70: 1.341-1.372.

**CANNELL, J. 2004.** El Teniente porphyry copper-molybdenum deposit, central Chile. PhD Thesis. University of Tasmania (Inédito): 317 pp., Hobart.

**CELHAY, F., BURGOS, L. Y PEREIRA J. 2006.** Geología Proyecto Nuevo Nivel Mina, División El Teniente, Codelco-Chile. *Actas del XI Congreso Geológico Chileno* Vol. 2: 207-210. Antofagasta.

**CHARRIER, R. 1973.** Geología regional de la provincia de O'Higgins y Colchagua. Instituto de Investigación de Recursos Naturales-CORFO. Publicación N° 71: 69 pp. Santiago.

**CHARRIER, R. 1981.** Mesozoic and Cenozoic Stratigraphy of the central Argentinean-Chilean Andes (32°-35° S) and Cronology of their Tectonic Evolution. *Zentralblatt für Mineralogie, Geologie und Paleontologie*. (3/4): 344-355. Stuttgart.

**CHARRIER, R. 1983.** Carta Geológica de Chile. Escala 1:250.000. Hoja El Teniente. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito). N° 929. Santiago.

**CHARRIER, R. Y MUNIZAGA, F. 1979.** Edades K-Ar de volcánicas cenozoicas del sector cordillerano del Río Cachapoal, Chile (34°15'S). *Revista Geológica de Chile*. N° 17. Vol. 7: 41-51. Santiago.

**CHARRIER, R.; WYSS, A.; FLYNN, J.; SWISHER III, C.; SPICHIGER, S. Y ZAPATA, F. 1994.** Nuevos antecedentes estratigráficos y estructurales para las Formaciones Coya-Machalí y Abanico, entre los 33°50' y 35°, Cordillera principal chilena. Actas del VII Congreso Geológico Chileno, Vol. 2: 1.316-1.319. Concepción.

**CHARRIER, R.; WYSS, A.; FLYNN, J.; SWISHER III, C.; MARK, N.; ZAPATTA, F.; MCKENNA, F. 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: 393-422.

**CUADRA, P. 1986.** Geocronología K-Ar del yacimiento El Teniente y áreas adyacentes. Revista Geológica de Chile, N° 27: 3-26. Santiago.

**DAVIDSON, J. 1971.** Geología del área de las Nacientes del Teno, Provincia de Curicó, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 160 pp. Santiago.

**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 V Congreso Geológico Argentino, N° 5, Vol. 5: 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, Departamento de Ciencias de la Tierra (Inédito): 165 pp. Concepción.

**DÍAZ, D. 2013.** Morfología de las estructuras geológicas para la caracterización geotécnica en mina El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 205 pp. Santiago.

**ENRIONE, A. 1972.** Estabilidad de los terrenos del área de Alto Colón. Sociedad Minera El Teniente, Departamento de Geología (Inédito): 10 pp. Rancagua.

**FALCÓN, M. Y RIVERA, O. 1998.** Estudio geológico distrital de la División El Teniente de Codelco-Chile, escala 1:25.000. Codelco-Chile, Vicepresidencia de Exploraciones y Asociaciones Mineras (Inédito): 108 pp. Santiago.

**FAUNES, A. 1981.** Caracterización de la mineralogía metálica y alteración de un sector del stock tonalítico del yacimiento El Teniente. Memoria para optar al título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología y Geofísica (Inédito): 175 pp. Santiago.

**FLOODY, R. 2000.** Estudio de vulnerabilidad geológica-geotécnica de la Chimenea de Brechas Braden. Fase 1, Geología de Brechas Braden (GL-044/00). Codelco Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología (Inédito): 90 pp. Rancagua.

**FUENZALIDA, P. 2010.** Diseños de Explotación en Panel Caving con Trituración Temprana con Sizers. Tesis para optar al grado de Magíster en Minería. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería en Minas (Inédito): 133 pp. Santiago.

**GARRIDO, I. 1995.** Proyecto geodinámico mina El Teniente. Geología estructural del distrito y mina El Teniente y situación geodinámica regional. Codelco Chile, División El Teniente, Superintendencia de Geología (Inédito): Tomo: 1 61 pp. Rancagua.

**GARRIDO, I.; RIVEROS, M.; CLADOUHOS, T.; ESPÍÑEIRA, D. y ALLMENDINGER, R. 1994.** Modelo geológico-estructural, yacimiento El Teniente. Actas del VII Congreso Geológico Chileno, Vol. 2: 1.553 - 1.558. Concepción.

**GODOY, E. 1993.** Geología del área entre los ríos Claro del Maipo y Cachapoal. Informe Final Proyecto Codelco y Sernageomin. Texto y Mapas. Vol. 1: 67 pp. Santiago.

**GODOY, E. Y LARA, L. 1994.** Segmentación estructural andina a los 33°-34° S. Nuevos datos en la Cordillera Principal. Actas Congreso Geológico Chileno, N° 7, Vol. 2: 1.344-1.346. Concepción.

**GODOY, L. 2007.** Diseño Óptimo de Experimentos para Estimar el Campo de Esfuerzos en el Macizo Rocoso en Torno al Frente de Avance de una Cavidad Minera. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil Matemático. Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Matemática (Inédito): 78 pp. Santiago.

**GONZÁLEZ DE VALLEJO, L. 2002.** Ingeniería geológica. Pearson Educación, 715 pp. Madrid.

**GONZÁLEZ, O. 1963.** Observaciones geológicas en el valle del río Volcán: Revista Minerale, N° 81-82: 54 pp. Santiago.

**GONZÁLEZ, O. Y VERGARA, M. 1962.** Reconocimiento geológico de la Cordillera de los Andes entre los paralelos 35° y 38° latitud Sur. Universidad de Chile, Instituto de Geología, Publicación, N° 24: 121 pp. Santiago.

**GUZMÁN, C. 1991.** Alteración y mineralización de los Pórfidos Dioríticos del sector central, Yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 145 pp. Santiago.

**HAMRIN, H. 2001.** Underground mining methods and applications. In Underground Mining Methods: Engineering fundamental and International Case Studies. Society for Mining Metallurgy, and Exploration: 3-14. Littleton, Colorado.

**HOWELL, F. Y MOLLOY, J. 1960.** Geology of the braden orebody, Chile, South America. Economic Geology, Vol. 55, N° 5: 863-905.

**KARZULOVIC, A. 1998.** Evaluación geotécnica métodos de socavación previa y avanzada mina El Teniente. Estudio DT-CG-98-003. Codelco-Chile, División El Teniente (Inédito): 1-19. Rancagua.

**KAY, S. Y KURTZ, A. 1995.** Magmatic and tectonic characterization of the El Teniente region. Codelco-Chile, División El Teniente, Superintendencia Geología (Inédito): 180 pp. Rancagua.

**KAY, S.; MPODOZIS, C.; RAMOS, V. Y MUNIZAGA, F. 1991.** Magma source variations for mid-late tertiary magmatic rocks associated with a shallowing subduction zone and a thickening crust in the Central Andes (28-33°S). Andean magmatism and its tectonic setting. Harmon, R. y Rapela, C. W. eds. Geological Society of America Special Paper 265: 113-137. Boulder.

**KLÖHN, C. 1960.** Geología de la Cordillera de los Andes de Chile central, Prov. De Santiago, Colchagua y Curicó. Instituto de Investigaciones Geológicas, Boletín N° 8: 95 pp. Santiago.

**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: 145-162. Santiago.

**LEANZA, H. 2009.** Las principales discordancias del Mesozoico de la Cuenca Neuquina según observaciones de superficie. Rev. Mus. Argent. Cienc. Nat. Vol. 11, N° 2: 145-184. Buenos Aires.

**LEÓN, I. 2016.** Determinación del tamaño de las vetillas tipo *stockwork* mediante fotografía digital 3D y análisis estocástico, mina El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 124 pp. Santiago.

**LEVI, B.; AGUIRRE, L.; NYSTROM, J.O.; PADILLA, H. Y VERGARA, M. 1989.** Low grade regional metamorphism in the Mesozoic-Cenozoic volcanic sequences of the Central Andes. Journal of Metamorphic Geology. Vol. 7: 487-495.

**MAHTAB, M.A. Y YEGULALP, T.M., 1984.** Similarity test for grouping orientation data in rock mechanics. Proceedings of the 25th US Symposium on Rock Mechanics. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers: 495-502. New York.

**MAKSAEV, V.; MUNIZAGA, F.; MCWILLIAMS, M.; THIELE, K.; ARÉVALO, A.; ZUÑIGA, 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. Extended Abstracts: 469-499. Pucón.

**MAKSAEV, V.; MUNIZAGA, F.; MCWILLIAMS, M.; FANNING, M.; MATHUR, R.; RUIZ, J. Y ZENTILLI, M. 2004.** New chronology for El Teniente, Chilean Andes, from U/Pb,  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ , Re-Os, and fission track dating: Implications for the evolution of a supergiant porphyry Cu-Mo deposit. Andean metallogeny: new discoveries, concepts and updates. Sillitoe, R. H., Perelló, J., and Vidal, C. E. eds. Society of Economic Geologists, SEG Special Publication 11: 15-54.

**MARTIN, M.W. Y TANNANT, D.D., 2004.** A technique for identifying structural domain boundaries at the EKATI Diamond Mine. Eng. Geol. 74: 247-264.

**MILLER, S.M., 1983.** A statistical method to evaluate homogeneity of structural populations. Math. Geol. 15: 317-328.

**MORALES, A. Y PEREIRA, J. 1996.** Actualización geológica proyecto Esmeralda. Informe interno, referencia G1-083/96. Departamento de Geología, División El Teniente (Inédito): 33 pp.

**LINDGREN, W. Y BASTIN, E. S. 1922.** The geology of the Braden mine, Rancagua, Chile. Economic Geology, 17(2): 75-99.

**OSSANDÓN, G. 1974.** Petrología y alteración del Pórfido Dacítico, yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 112 pp. Santiago.



**OJEDA, J.; HERNÁNDEZ, E.; OSSANDÓN, G.; ENRIONE, A. Y MESTRE, A. 1980.** El pórfido cuprífero El Teniente. Codelco-Chile, División El Teniente, Superintendencia de Geología (Inédito): 72 pp. Rancagua.

**PHI, T. T., HWANG, G. S. Y NGUYEN, P. Q. 2015.** Delineate Structural Boundary from Fracture Correlation Coefficients. In ISRM VietRock: 9 pp.

**PILGER, R. 1981.** Plate reconstruction, a seismic ridges and low angle subduction beneath the Andes. Geological Society of American Bulletin, Vol. 92: 448-456.

**QUOC PHI, N.; SANG GI, H.; TRUONG THANH, P. Y PHUONG, N. 2012.** Structural domain identification by fracture orientation and fracture density in rock mass. International Journal of Geoinformatics, Vol. 8, N°1: 35-40.

**REYES, F. 1979.** Estudio geológico-estructural del yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 196 pp. Santiago.

**RIVERA, O. Y CEMBRANO, J. 2000.** Modelo de formación de cuencas volcanotectónicas en zonas de transferencia oblicuas a la cadena Andina: el caso de las cuencas oligo-miocenas de Chile central y su relación con estructuras NNW-NW (33° 00'-34° 30'S). Actas IV Congreso Geológico Chileno, Vol. 1: 631-636. Puerto Varas.

**ROJAS, A. 2003.** Petrografía y Geoquímica del Pórfido Dacítico Teniente, Yacimiento El Teniente, Provincia de Cachapoal, VI región, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo, Universidad de Concepción, Departamento de Ciencias de La Tierra (Inédito) 133 pp. Concepción.

**ROSSEL, P.; OLIVEROS, V.; MESCUA, J.; TAPIA, F.; DUCEA, M.; CALDERÓN, S.; CHARRIER, R. Y HOFFMAN, D. 2014,** The Upper Jurassic volcanism of the Río Damas-Tordillo Formation (33°-35.5°S): Insights on petrogenesis, chronology, provenance and tectonic implications: Andean Geology, Vol. 41, N° 3: 529-557. Santiago.

**SEPÚLVEDA, D. 2017.** Caracterización geométrica de fallas geológicas según parámetros críticos y estimación de su resistencia al corte en mina El Teniente. Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Facultad de Ciencias Químicas, Departamento Ciencias de la Tierra (Inédito): 165 pp. Concepción.

**SGL. 2003.** Estándares y metodologías de trabajo para geología de minas actualización año 2003. Informe SGL-I-123/03. Codelco-Chile, División El Teniente, Superintendencia de Geología (Inédito): 234 pp. Rancagua.

**SILLITOE, R. H. 1985.** Ore-related breccias in volcanoplutonic arcs. *Economic Geology*, 80 (6), 1.467-1.514.

**SKEWES, M. A. 1999.** Notas petrográficas sobre algunas brechas de El Teniente. Codelco-Chile, División El Teniente, Superintendencia de Geología (Inédito): 34 pp. Rancagua.

**SKEWES, M. A. Y STERN, C. R. 1994.** Tectonic trigger for the formation of late Miocene Cu-rich breccia pipes in the Andes of central Chile. *Geology*, Vol. 22, N° 6: 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: 893-909.

**SKEWES, M.A.; ARÉVALO, A.; FLOODY, R.; ZÚÑIGA, P. Y STERN, CH. 2002.** The giant El Teniente breccia deposit: hypogene copper distribution and emplacement. Goldfarb R, and Nielsen R. eds. *Integrated methods for discovery: global exploration in the 21th century*. Society of Economic Geologists, Special Publication 9: 299-332.

**STERN, C. 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 VIII Congreso Geológico Chileno*, Vol. 3: 1.724-1.728. Antofagasta.

**STEWART, J.; ARAYA, R.; CONN, H.; SUÁREZ, M.; PIMSTEIN, C. Y PAREDES, H. 1972.** Programa de exploración minera SOMEX-IIG en la alta Cordillera de los Andes entre los paralelos 34°10' y 35°10' S. Instituto de Investigaciones Geológicas (Inédito): 65 pp., Santiago.

**TAVERA, J. 1972.** Informe-estudio sobre material procedente de la Alta Cordillera entre los paralelos 34°30' lat. Sur que comprenderían el área de estudio del geólogo del Departamento Sr. Reynaldo Charrier: Departamento de Geología, Universidad de Chile (Inédito): 7 pp. Santiago.

**THIELE, R. 1980.** Hoja Santiago. Región Metropolitana. Instituto de Investigaciones Geológicas, Carta Geológica de Chile, escala 1:250.000. N° 39: 51 pp. Santiago.

**THIELE, R.; BECCAR, I.; LEVI, B.; NYSTRÖM, J.O. Y VERGARA, M. 1990.** Tertiary Andean Volcanism on Caldera-Graben Setting. In Symposium International de Geodynamique Andine, Resumés del Communications: 30 pp. Grenoble.

**TRAN, N. H. 2007.** Fracture orientation characterization: Minimizing statistical modelling errors. Computational Statistics & Data Analysis, Vol. 5, N° 6: 3.187-3.196.

**VEGA, E. Y MAKSAEV, V. 2003.** La chimenea Braden: Nuevos antecedentes geológicos y geocronológicos. Actas X Congreso Geológico Chileno, Concepción: 6 pp. Concepción.

**VILLALOBOS, J. 1975.** Alteración hidrotermal de las andesitas del yacimiento El Teniente, Chile. Tesis de Doctorado. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 125 pp. Santiago.

**WANG, X. G.; JIA, Z. X.; CHEN, Z. Y., Y XU, Y. 2016.** Determination of discontinuity persistent ratio by Monte-Carlo simulation and dynamic programming. Engineering Geology, International Workshop. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering, Vol. 203: 83-98.

**ZHAN, J.; XU, P.; CHEN, J.; WANG, Q.; ZHANG, W., Y HAN, X. 2017.** Comprehensive characterization and clustering of orientation data: A case study from the Songta dam site, China. Engineering Geology, Vol. 205: 3-18.

**ZÚÑIGA, P. 1982.** Alteración y mineralización hipógenas en el sector Oeste del yacimiento El Teniente. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Chile, Departamento de Geología (Inédito): 104 pp. Santiago.



# ANEXO A: PROCEDIMIENTOS PARA EL MAPEO DE ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS

El Anexo A complementa el Capítulo 6: Caracterización de la Sobre-excavación. Se indican en detalle los procedimientos para el levantamiento de estructuras geológicas mediante el *software 3DM Analyst*. Esta metodología es la misma utilizada por Díaz (2013) y es la que se describe a continuación.

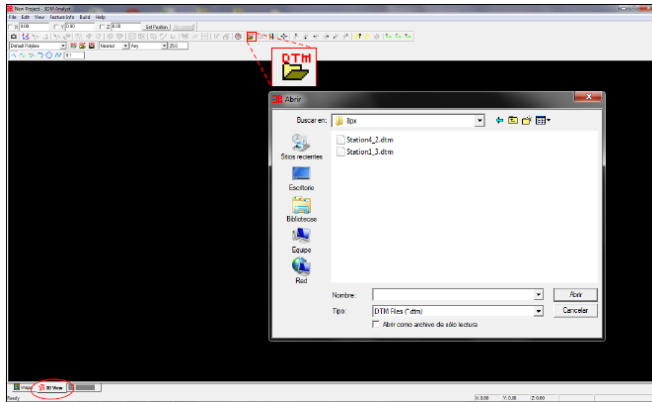
## A.1. Levantamiento de Estructuras Geológicas

Este proceso está enfocado en el levantamiento de las estructuras geológicas mediante fotogrametría digital 3D, utilizando el *software 3DM Analyst*. A continuación se explicarán todos los pasos para obtener un plano que represente la estructura.

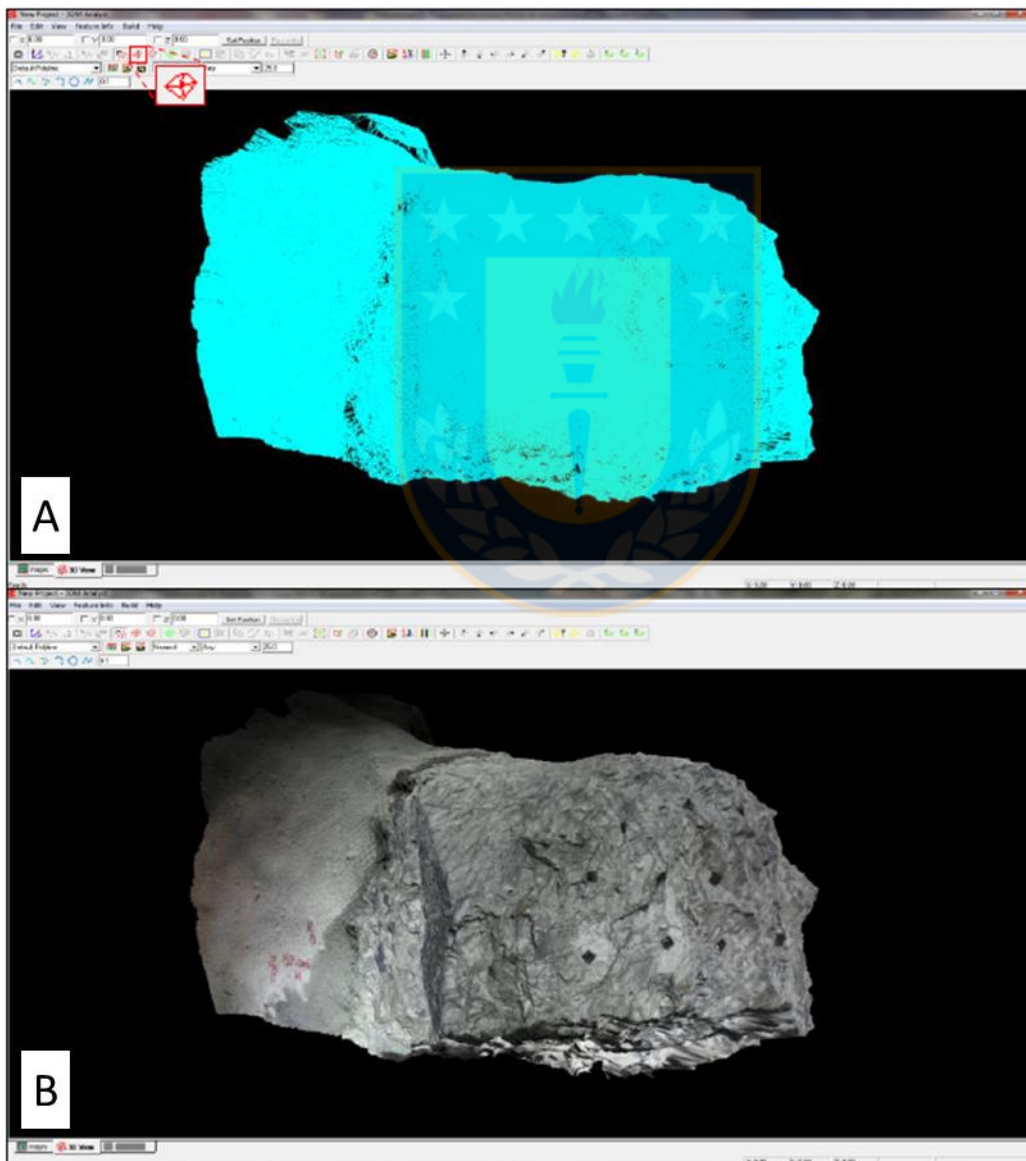
### A.1.1. Abrir el Modelo Digital de Terreno (DTM)

1. Abrir el programa *3DM Analyst*. 
2. Presionar la Pestaña *3D View*. 
3. Presionar *Load Extended DTM*  y abrir los archivos *Stations1\_3.DTM* y *Stations2\_4.DTM*, que corresponden a la parte izquierda y derecha del *DTM* (Figura A.1).

Al ejecutar los pasos se abre una malla irregular triangular (TIN) del modelo digital de terreno (*DTM*) del frente minero (Ver Figura A.2a). Para obtener el modelo 3D de la labor minera con la textura real (Ver Figura A.2 b)) se debe hacer clic “*Toggle DTM Triangulation and 3D Texture Display*” (Ver Figura A.2 a)) o bien presionar Ctrl+F5.





**Figura A.1:** Proceso para abrir modelo digital de terreno (*DTM*) en *3DM Analyst*.



**Figura A.2:** Modelo digital de terreno (*DTM*) del frente minero. A) *DTM* con malla irregular trinagular (*TIN*). B) *DTM* con textura de roca.

### A.1.2. Generación de Planos de Estructuras Geológicas

1. Abrir *Feature Style* → Presionar “*Edit FDF*”  (Figura A.3 a)).
2. Asignar nombre al plano → Presionar en carpeta con flor  <sup>1</sup> (Figura A.3 b)).
3. Asignar propiedades del plano (Figura A.3 b)):
  - *Feature Tipe* → *Plane*
  - *Select Color* → A elección
  - Seleccionar casilla *Show Normal*
4. Cerrar Ventana → Presionar *Close*.
5. Comenzar Edición del Plano → Presionar tecla “F”.
6. Activar Edición del Plano → Presionar tecla “TAB”. Para desactivar presionar nuevamente.
7. Marcar Puntos de generación del Plano → Presionar barra espaciadora emplazando el cursor
8. (cruz amarilla) en el plano de la estructura geológica que se quiere levantar (Figura A.4 a)).
9. Guardar Plano → Presionar tecla “S” (Figura A.4 b)).

Una vez levantadas todas las estructuras necesitadas el siguiente paso es guardar la información de los datos de los planos generados.

Para este estudio, en la casilla de “Description” se identifica si la estructura corresponde a una falla y/o si las estructuras que controlan la sobre-excavación son primarias o secundarias.

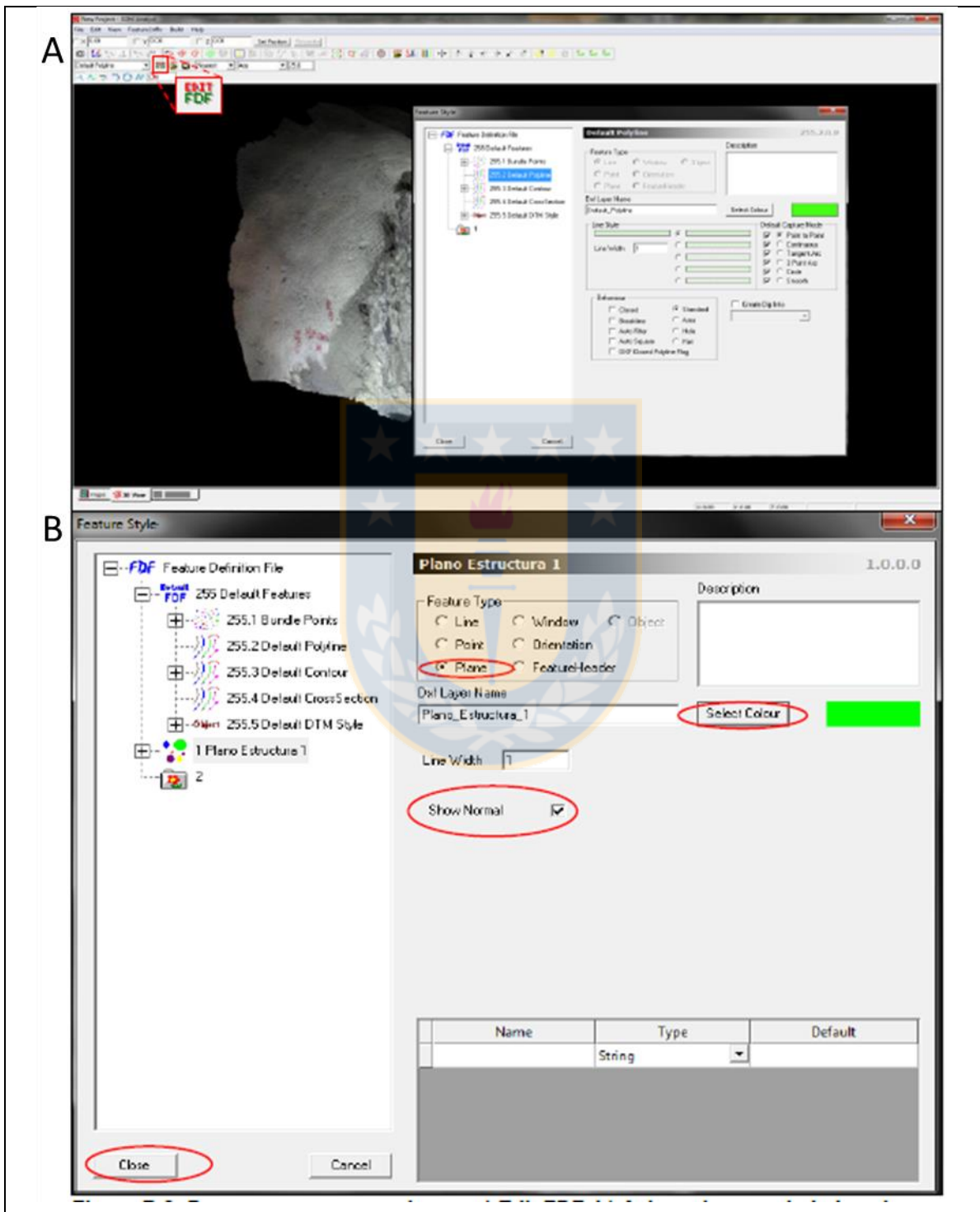


Figura A.3: Procesos para crear planos. A) Edit FDF, B) Asignación propiedades planos.



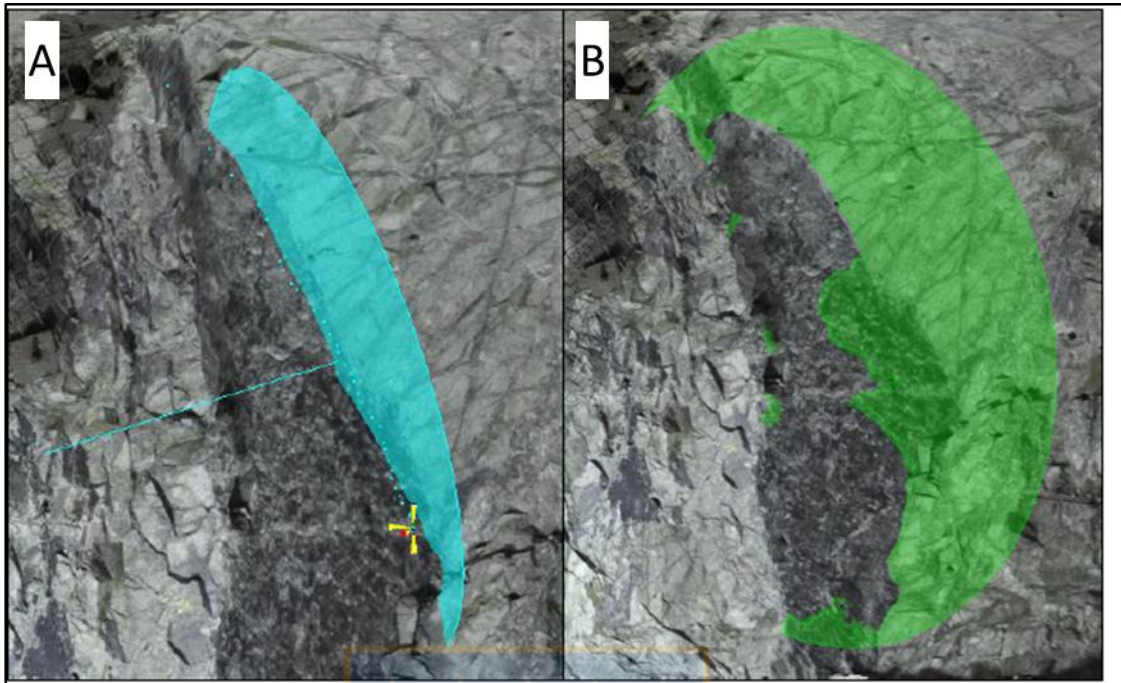



Figura A.4: Generación de planos de estructuras. A) Edición plano. B) Guardar plano.

### A.1.3. Guardar Información de Planos Generados

1. Guardar Archivo FDF → Presionar “Save FDF”  (Ver Figura A.5 a)). “*Feature type definitions*” es un tipo de archivo que incluye propiedades tales como nombre, color, tamaño del plano de la estructura.
2. Guardar Archivo PLN → Presionar *File* → *Feature* → *Save As* (Ver Figura A.5 b)). Es un archivo que contiene el plano de la estructura.

### A.1.4. Cargar Planos de Estructuras

1. Cargar Archivo FDF → Presionar *Load FDF*  (Figura A.6 a)).
2. Cargar Archivo PLN → Presionar *File* → *Feature* → *Load* (Figura A.6 b)). Cabe destacar que estos archivos (PLN) no contienen las definiciones de las características de los planos de las estructuras (los que se almacenan en un archivo FDF), por lo tanto el archivo PLN siempre debe

ser utilizando con su archivo FDF correspondiente, los que se tienen que cargar antes, para que al cargar el archivo PLN las estructuras se vean con las características guardadas, de lo contrario estas se mostrarán azules y gruesas.

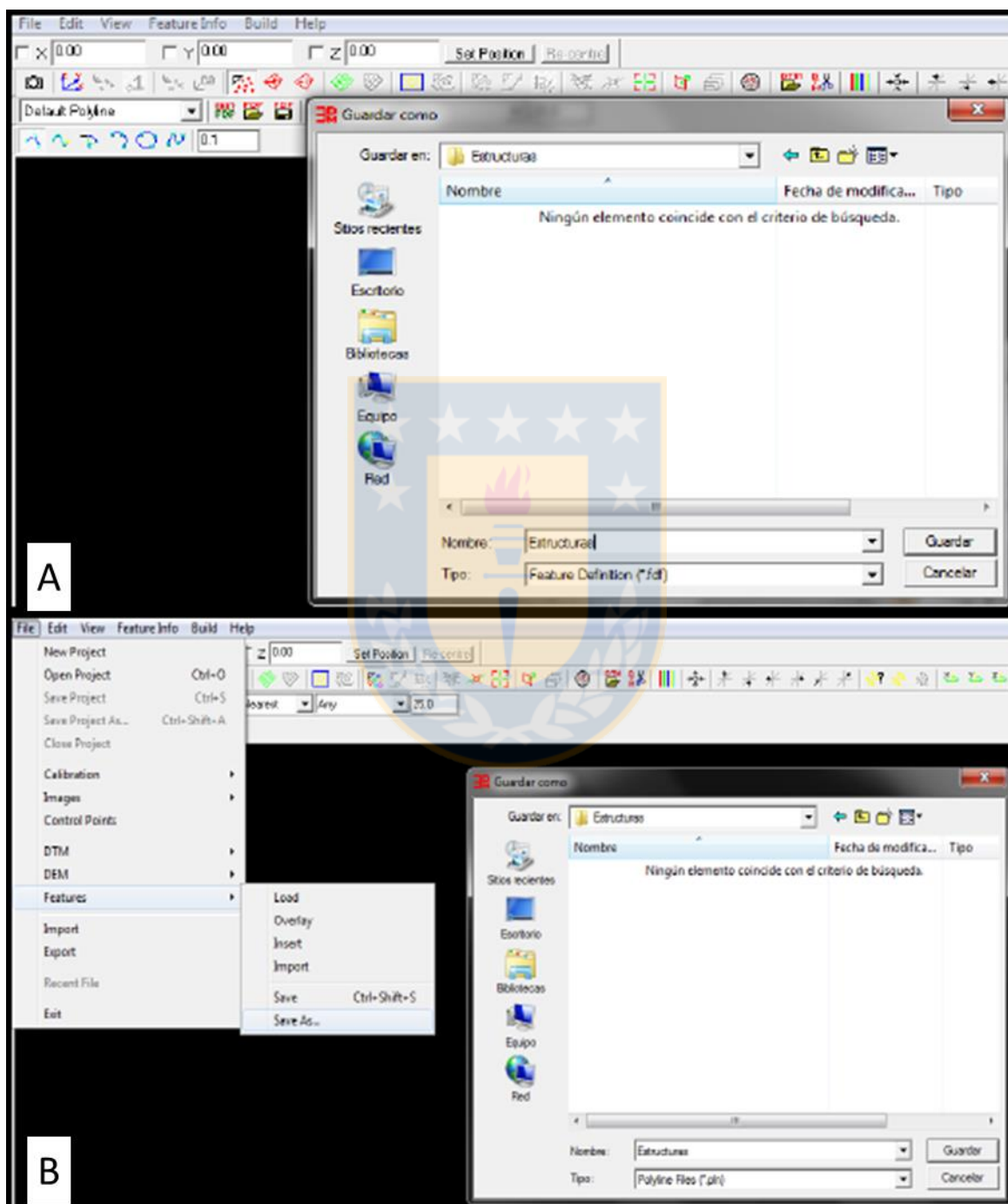


Figura A.5: Guardar planos de las estructuras. A) Guardar FDF. B) Guardar PLN.

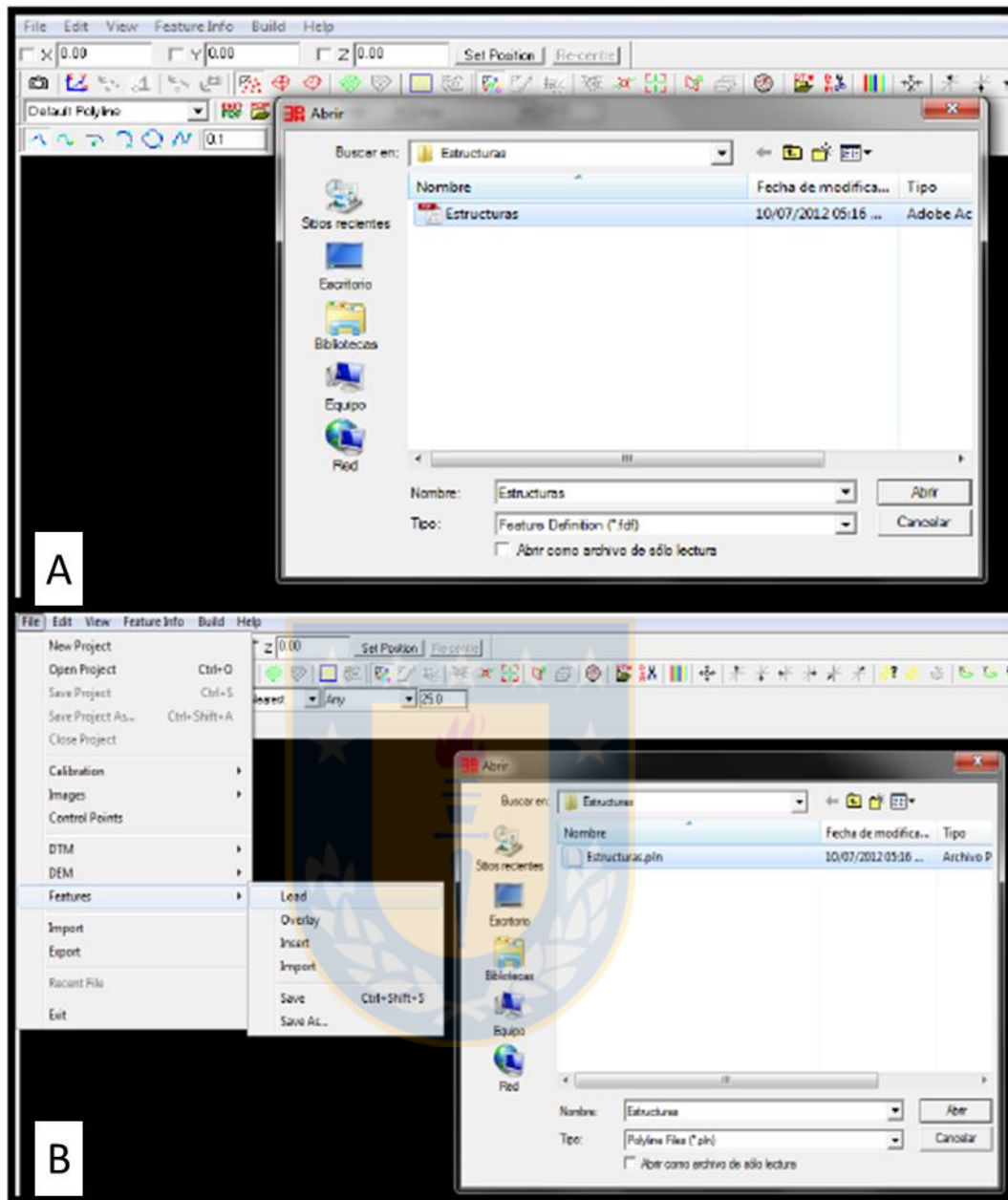


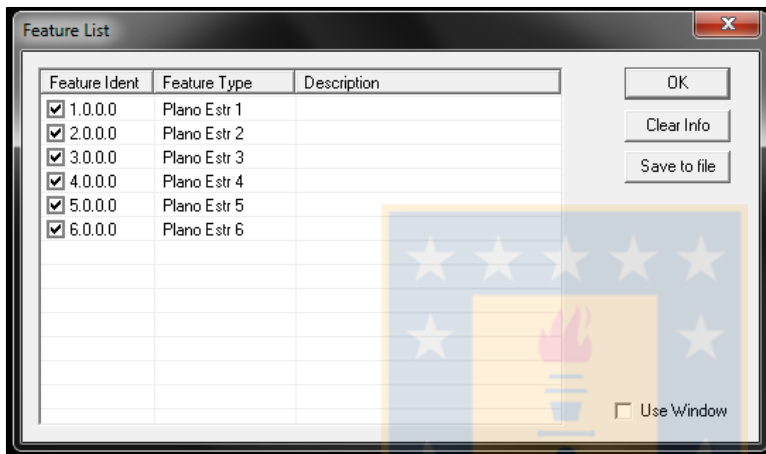
Figura A.6: Abrir planos de las estructuras. A) Abrir FDF. B) Abrir PLN.

### A.1.5. Exportar Información Orientación Estructuras

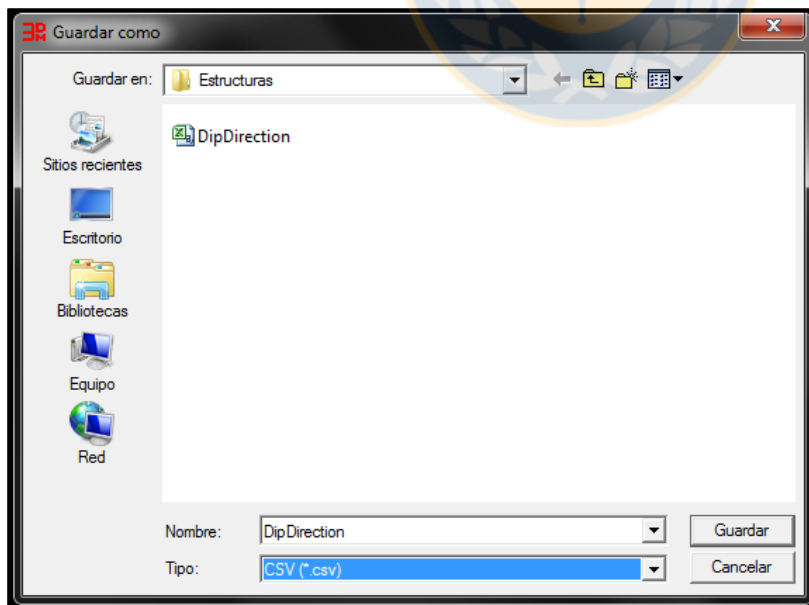
Cada estructura mapeada está caracterizada por un número, un color y una orientación. El número y el color se otorgan indiscriminadamente sólo para diferenciar entre una estructura y otra, en cambio, la orientación viene dada por cómo se dispone en el espacio la estructura geológica, y se describe en términos del manteo (*Dip*) y dirección del manteo (*Dip Direction*). Los planos

generados también tienen información del largo de traza expuesta la cual es necesaria para este estudio. Para extraer esta información se deben seguir los siguientes pasos:

1. Abrir Lista de Planos → Presionar *Feature Info* → *Feature info List* o Ctrl+L (Figura A.7).
2. Guardar Orientaciones → Presionar *Save to File* → Tipo CSV (Formato Excel, también pueden ser exportadas en formato de block de notas .txt) (Ver Figura A.8).



**Figura A.7:** Ventana de Información de Planos de Estructuras Geológicas.



**Figura A.8:** Guardar archivo CSV de información orientacion estructuras.


## ANEXO B: PROCEDIMIENTOS PARA EL LEVANTAMIENTO DE SECCIONES TRANSVERSALES

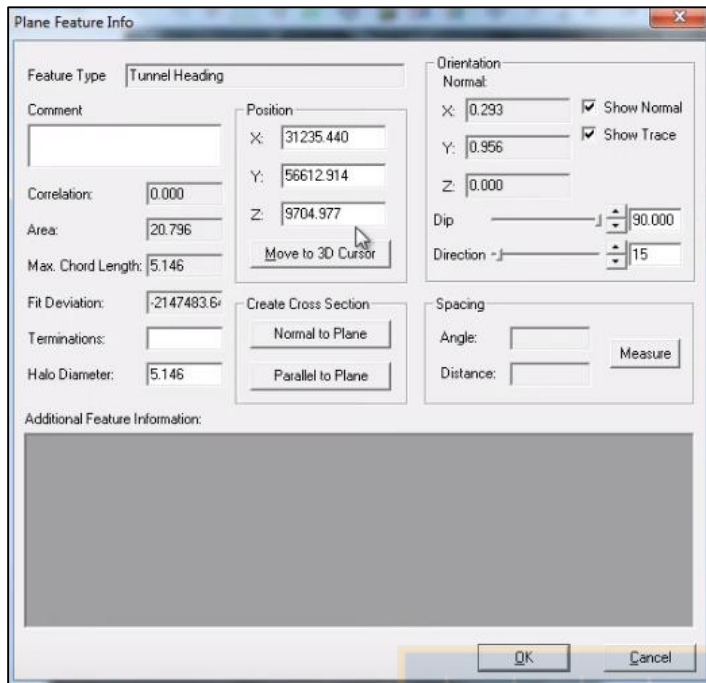
El Anexo B describe los pasos a seguir para generar las secciones transversales a los cruzados y *drift* estudiados mediante el *software 3DM Analyst*, y los pasos a seguir para seleccionar la sección de área máxima de sobre-excavación mediante el *software AutoCAD*.

### B.1. Generación de Secciones Transversales

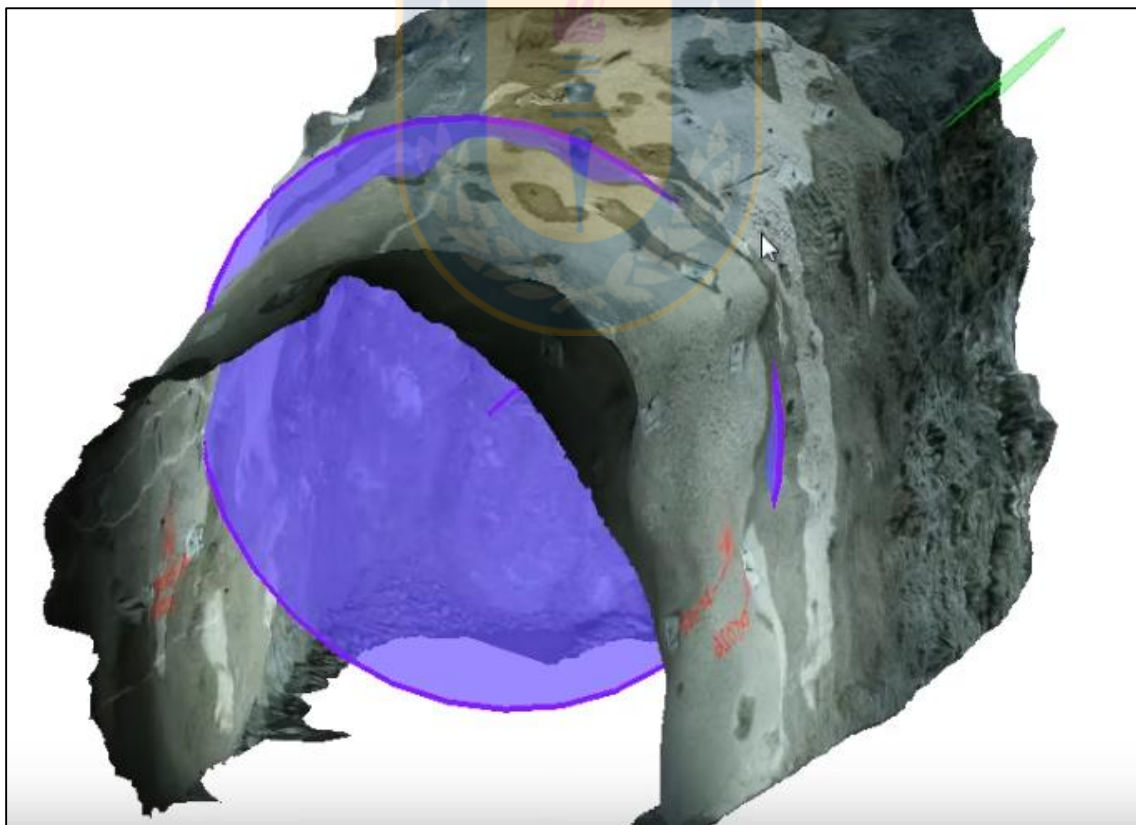
1. Seguir los pasos explicados en el Anexo A para abrir el *DTM* a estudiar.

2. Generar un plano aleatorio en el *DTM* el cual tenga una orientación transversal al túnel. Para esto:

- Doble clic en el plano aleatorio generado → Se abre la ventana *Plane Feature Info* (Figura B.1).
- En la nueva ventana abierta, en la sección de “*Orientation*”, establecer un “*Dip*” de 90° (perpendicular) y un “*Direction*” tal que el plano modificado sea transversal a la orientación del túnel (Figura B.2).
- Mantener seleccionado el plano modificado.
- Abrir la opción *Cross Section* → .
- En la nueva ventana abierta:
- en la sección *Plane Normal* → Presionar “*Snap Orient*”.

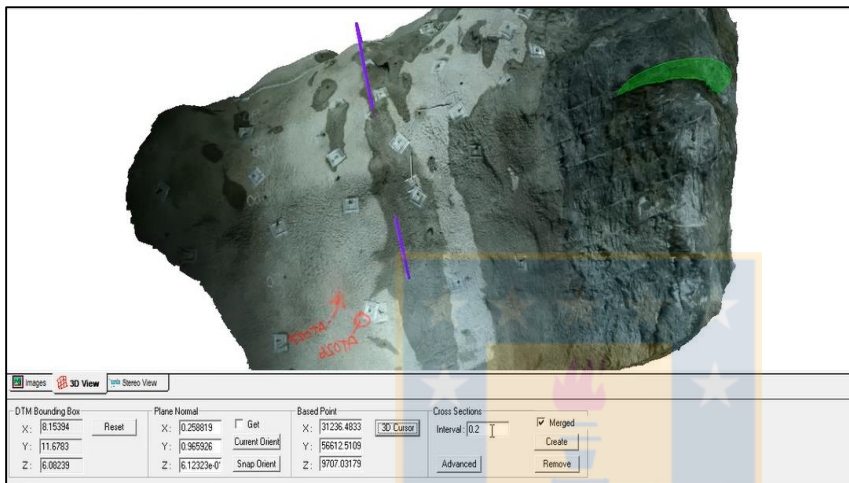


**Figura B.1:** Ventana *Plane Feature Info* para la generación de un plano transversal al túnel. Se modifica el *Dip* y *Direction* para que el nuevo plano corte perpendicularmente el túnel.

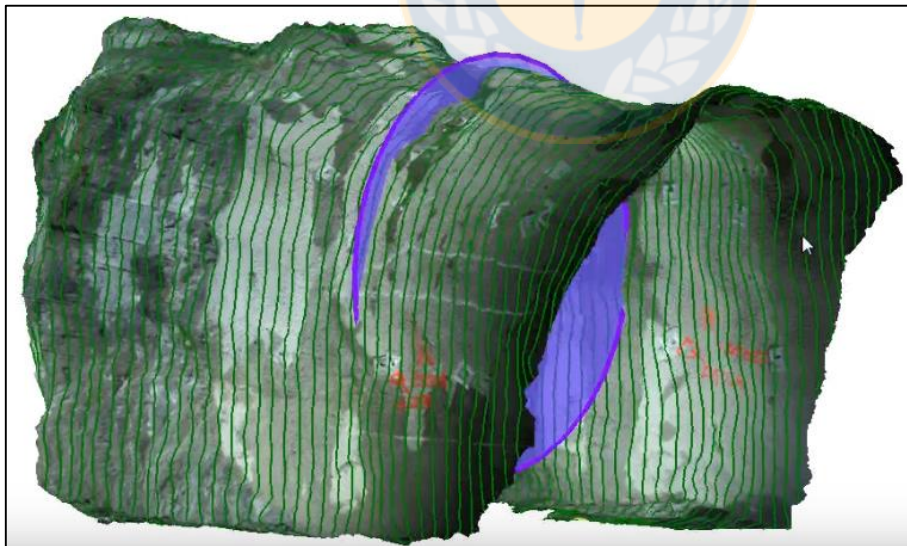


**Figura B.2:** Nuevo plano modificado transversal a la excavación.

- en la sección *Based Point* → Presionar “3D Cursor”.
- en la sección *Cross Sections* → Elegir los intervalos de distancia para cada sección generada (Figura B.3).
- en la sección *Cross Sections* → Presionar “Merge”, “Create” y “OK” (Figura B.4).



**Figura B.3:** Ventana *Cross Section* con las opciones a seleccionar para generar secciones transversales al túnel.



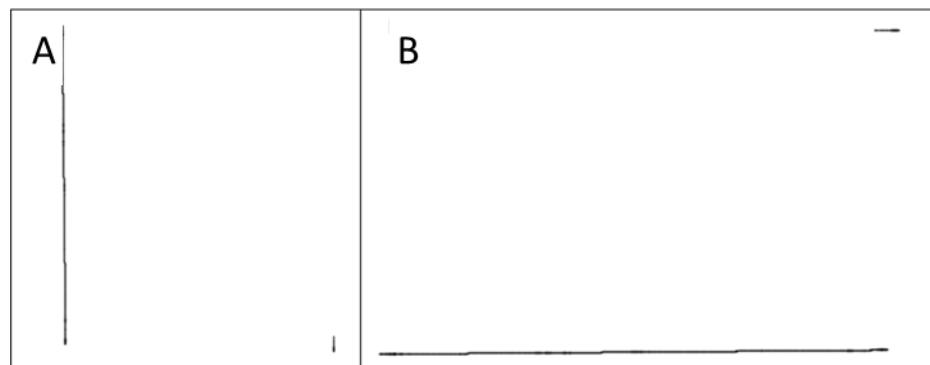
**Figura B.4:** Secciones transversales a un túnel generadas para analizar la sobre-excavación

3. Exportar el archivo de curvas generadas en formato .dxf para poder analizarlas en *AutoCAD*.

## B.2. Determinación de la Magnitud del Área de Máxima Sobreexcavación

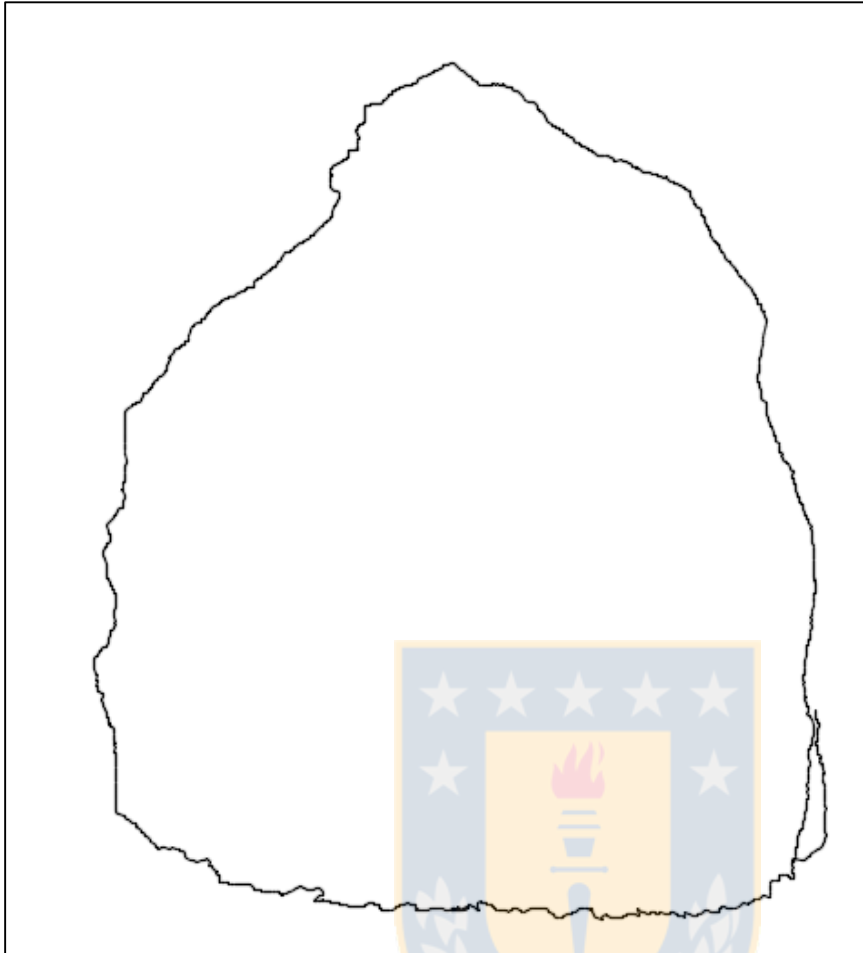
A continuación se describirá la metodología para determinar la magnitud del área de máxima sobreexcavación mediante la utilización del *software AutoCAD*.

1. Abrir *AutoCAD*
2. Seleccionar el archivo *.dxf* correspondiente a los contornos transversales generados para el *DTM* a estudiar.
3. Mediante el comando *Zoom* → *Extens* centrar los contornos que se encuentran en el espacio de dibujo.
4. Los contornos se disponen por defecto en una posición vertical (Figura B.5 a)) por lo que mediante el comando *Rotate* →  $90^\circ$  los contornos se ubican horizontalmente para luego ser analizados de mejor manera (B.5 b)).
5. La vista actual corresponde a una vista desde la parte superior, por lo que debe ser modificada a una vista frontal mediante el comando *View* → *Front*. La nueva vista permite visualizar la sección perpendicular generada (Figura B.6).



**Figura B.5:** Disposición de secciones transversales en *AutoCAD*. A: secciones verticales previo a la rotación. B: secciones dispuestas horizontales posterior a la rotación.



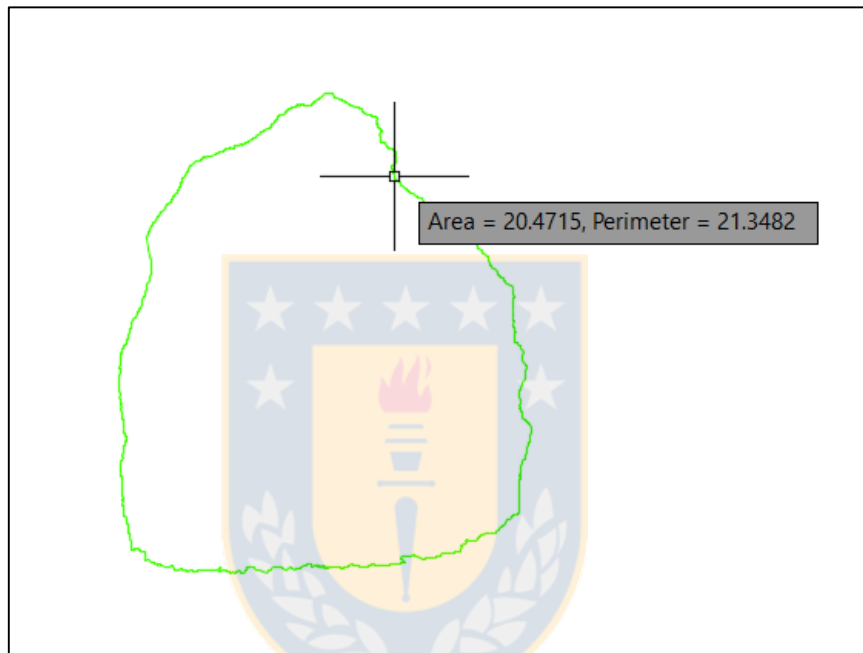


**Figura B.6:** Vista frontal de sección transversal de área de máxima sobre-excavación.

6. Debido a que las polilíneas que conforman las secciones están en una escala 3D (consideran también el eje Z) se debe pasar a una escala 2D para poder medir el área de la sección. El procedimiento de transformación consiste en:

- Seleccionar las polilíneas de cada contorno generado y transformarlas en puntos únicos mediante el comando *Explode*.
- Seleccionar todos los puntos y transformarlos a 2D mediante el comando *Flatten* → *Remove hidden lanes?* (escribir No).
- Seleccionar los puntos 2D y unirlos mediante el comando *Join*.

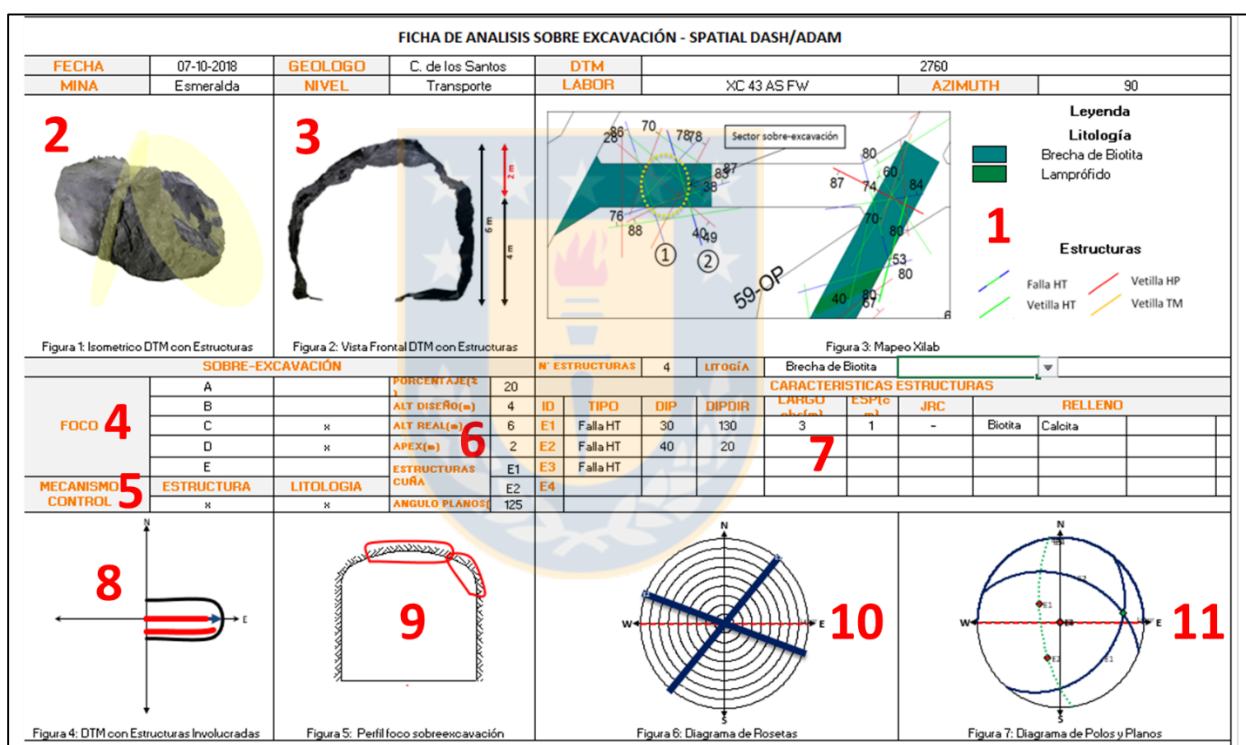
- La nueva polilínea es un polígono 2D en el cual puede ser medido el área mediante el comando *Area*→*Object*, seleccionando el polígono. El *software* arroja inmediatamente el valor del área, el cual es registrado (Figura B.7).
- De todas las secciones generadas y medidas se aísla y registra la que presenta el valor de área máxima, la que representa la sección de máxima sobre-excavación para el *DTM* analizado.



**Figura B.7:** Cálculo de la sección de área de máxima sobre-excavación.

## ANEXO C: FICHA DE SOBRE-EXCAVACIÓN

Un resumen completo de la sobre-excavación es efectuado para cada *DTM* estudiado mediante la generación de una ficha de sobre-excavación. La pauta de la ficha fue generada por personal de la mina, por lo que contiene diversos parámetros de interés geotécnico los cuales son rellenos según la información obtenida al momento de caracterizar la sobre-excavación. La ficha permite sintetizar los datos relacionados con la sobre-excavación, haciendo mucho más sencillo el análisis de la información y además generando un respaldo de esta (Figura C.1).



**Figura C.1: Ficha de Sobre-excavación.** Incluye la zona de labor donde pertenece el *DTM* incluyendo azimuth del túnel, estructuras y litologías principales (1), vista isométrica del *DTM* con las estructuras que controlan la estabilidad (2), vista frontal del *DTM* con las estructuras (3), foco de sobre-excavación (4), mecanismo de control de la sobre-excavación (5), características del área de máxima sobre-excavación como el porcentaje de magnitud, altura de diseño. Altura real, APEX, estructuras que generan cuñas y el ángulo entre los planos (6), el N° de estructuras identificadas, el tipo de estructuras con sus valores de orientación, espesor, relleno y JRC (7), Esquemas de dirección del túnel con la zona sobre-excavada (8), perfil del foco de sobre-excavación (9), diagrama de rosetas con las estructuras identificadas y la orientación del túnel (10), y un diagrama de polos de planos junto a sus planos correspondientes (11).

## ANEXO D: CÁLCULO DEL VALOR DE LOS ÁNGULOS DE MANTEO QUE DEFINEN LAS BANDAS DE MANTEO EN MALLA DE CORRELACIÓN PROBABILÍSTICA DE CASILLAS DE IGUAL ÁREA

A continuación se muestran todos los pasos a realizar para obtener los ángulos de manto que definen las casillas de igual área para una malla de correlación probabilística (Zhan *et al.*, 2017).

Según el método infinitesimal, el área de la superficie de las bandas puede ser expresada como:

$$dA = 2\pi(R \sin\theta)Rd\theta \quad (1)$$

Donde  $R$  es el radio del hemisferio,  $2\pi(R \sin\theta)$  es el perímetro de la banda infinitesimal y  $Rd\theta$  representa la altura de la banda infinitesimal. Luego, como se observa en la Figura 7.10 la altura  $h_i$  de la banda de manto  $i$  está dada por:

$$h_i = R \cos\theta_{i-1} - R \cos\theta_i \quad (2)$$

Luego, el área de superficie  $A_i$  de la banda  $i$  puede ser obtenida integrando la ecuación (1) en el intervalo  $[\theta_{i-1}, \theta_i]$ :

$$A_i = \int_{\theta_{i-1}}^{\theta_i} 2\pi(R \sin\theta)Rd\theta = 2\pi R^2 \int_{\theta_{i-1}}^{\theta_i} \sin\theta d\theta = 2\pi R^2 (\cos\theta_{i-1} - \cos\theta_i) \quad (3)$$

Substituyendo la ecuación (2) en la ecuación (3),  $A_i$  puede expresarse como

$$A_i = 2\pi R^2 (\cos\theta_{i-1} - \cos\theta_i) = 2\pi R h_i = 2\pi h_i \quad (4)$$

Donde  $R$  es igual a una unidad para este caso. Si el número de bandas de manto  $n$  es determinado, la altura de cada banda puede ser definida como:

$$\left\{ \begin{array}{l} h_1 = R \cos 0^\circ - R \cos \theta_1 = 1 - \cos \theta_1 \\ h_2 = R \cos \theta_1 - R \cos \theta_2 = \cos \theta_1 - \cos \theta_2 \\ h_3 = R \cos \theta_2 - R \cos \theta_3 = \cos \theta_2 - \cos \theta_3 \\ \vdots \\ h_n = R \cos \theta_{n-1} - R \cos 90^\circ = \cos \theta_{n-1} \end{array} \right. \quad (5)$$

Después de seleccionar el número de casillas deseado  $b_i$  en la banda de manto  $i$ , las áreas de superficie de las casillas son forzadas a ser iguales usando la siguiente expresión (Figura 7.9):

$$\frac{A_1}{b_1} = \frac{A_2}{b_2} = \frac{A_3}{b_3} = \dots = \frac{A_n}{b_n} \quad (6)$$

Substituyendo la ecuación (4) en la ecuación (6) da como resultado:

$$\frac{h_1}{b_1} = \frac{h_2}{b_2} = \frac{h_3}{b_3} = \dots = \frac{h_n}{b_n} \quad (7)$$

$$\frac{1 - \cos \theta_1}{b_1} = \frac{\cos \theta_1 - \cos \theta_2}{b_2} = \frac{\cos \theta_2 - \cos \theta_3}{b_3} = \dots = \frac{\cos \theta_{n-1}}{b_n} \quad (8)$$

Asumiendo que el área total del hemisferio es una unidad, el área de cada casilla está dado por:

$$A_p = \frac{1}{\sum_{i=1}^n b_i} \quad (9)$$

Por lo tanto cada fracción en la ecuación (8) es igual a  $A_p$ , y el valor de  $\theta_i$  es obtenido:

$$\begin{cases} \theta_1 = \arccos\left(1 - \frac{b_1}{\sum_{i=1}^n b_i}\right) \text{ para } i = 1 \\ \theta_i = \arccos\left(\cos\theta_{i-1} - b_n / \sum_{i=1}^n b_i\right) \text{ para } i \geq 2 \end{cases}$$

(10)

En adición, al conocer el número de casillas para cada banda de manteo, el ángulo  $\alpha_i$  entre cada casilla de la banda  $i$  puede ser determinada por:

$$\alpha_i = \frac{360^\circ}{b_i}$$



(11)

# ANEXO E: RESULTADOS DE CORRELACIÓN PROBABILÍSTICA ENTRE LAS TRES SECCIONES.

**Tabla E.1: Resultados de las iteraciones de correlación probabilística entre las tres secciones estudiadas. Se destacan en amarillo las iteraciones con el mayor valor de coeficiente de correlación obtenido.**

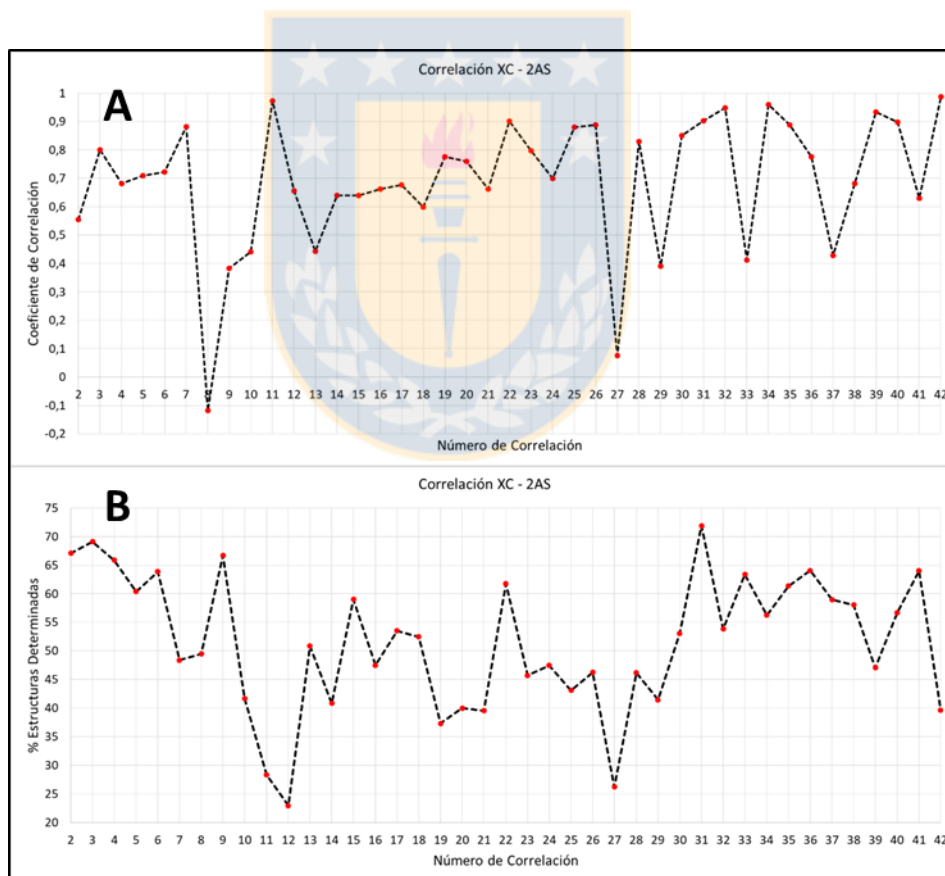
Iteración	XC-2AS - XC-3AS			XC-2AS - CALLE-6			XC-3AS - CALLE-6		
	XC-2AS	XC-3AS	Coef. Correlación	XC-2AS	CALLE-6	Coef. Correlación	XC-3AS	CALLE-6	Coef. Correlación
1	100	100	0,78042534	100	100	0,793973925	100	100	0,938403088
2	100	100	0,773388001	100	100	0,846122006	100	100	0,911878059
3	100	100	0,801680634	100	100	0,866173679	100	100	0,905084141
4	100	100	0,803791095	100	100	0,830019207	100	100	0,929250424
5	100	100	0,77634106	100	100	0,826037923	100	100	0,927274388
6	100	100	0,787728878	100	100	0,842251615	100	100	0,923218149
7	100	100	0,792508482	100	100	0,84048799	100	100	0,90869756
8	100	100	0,792163158	100	100	0,86541189	100	100	0,925920078
9	100	100	0,797862536	100	100	0,826391375	100	100	0,921987667
10	100	100	0,796960333	100	100	0,826759531	100	100	0,929524624
11	100	100	0,775824186	100	100	0,843768041	100	100	0,911046797
12	100	100	0,792044685	100	100	0,852939966	100	100	0,917215751
13	100	100	0,795176532	100	100	0,806484389	100	100	0,923276322
14	100	100	0,787858162	100	100	0,86063486	100	100	0,920427103
15	100	100	0,791821889	100	100	0,837202141	100	100	0,9264445965
16	100	100	0,785136114	100	100	0,837485062	100	100	0,916428107
17	100	100	0,78232769	100	100	0,8413801	100	100	0,914300026
18	100	100	0,820326128	100	100	0,875737221	100	100	0,922651664
19	100	100	0,802254728	100	100	0,82377428	100	100	0,939662621
20	100	100	0,776168714	100	100	0,846201335	100	100	0,917192717
21	100	100	0,779290821	100	100	0,833915613	100	100	0,903546524
22	100	100	0,800163056	100	100	0,82984722	100	100	0,923794845
23	100	100	0,796854882	100	100	0,855997559	100	100	0,928583443
24	100	100	0,791624854	100	100	0,843650573	100	100	0,928278823
25	100	100	0,769404029	100	100	0,808225695	100	100	0,906650119
26	100	100	0,787999106	100	100	0,864574114	100	100	0,920629659
27	100	100	0,818368302	100	100	0,856816816	100	100	0,922668687
28	100	100	0,800536024	100	100	0,827438539	100	100	0,934707151
29	100	100	0,754988329	100	100	0,81361617	100	100	0,909595747
30	100	100	0,788106902	100	100	0,85182615	100	100	0,910523973
31	100	100	0,818148598	100	100	0,837499653	100	100	0,927306945
32	100	100	0,791590964	100	100	0,860660076	100	100	0,926138523
33	100	100	0,770021221	100	100	0,80776834	100	100	0,925311058
34	100	100	0,781500981	100	100	0,837074712	100	100	0,911036671
35	100	100	0,803320279	100	100	0,873047583	100	100	0,916184847
36	100	100	0,806347716	100	100	0,857961773	100	100	0,925139297

## ANEXO F: RESULTADOS DE CORRELACIÓN DE LA ACUMULACIÓN DE *DTM* PARA CADA TÚNEL.

Los resultados de la correlación entre la acumulación de 2, 3 y 4 *DTM* consecutivos con el *DTM* siguiente son presentados en este anexo para los dos cruzados y el *drift* estudiados.

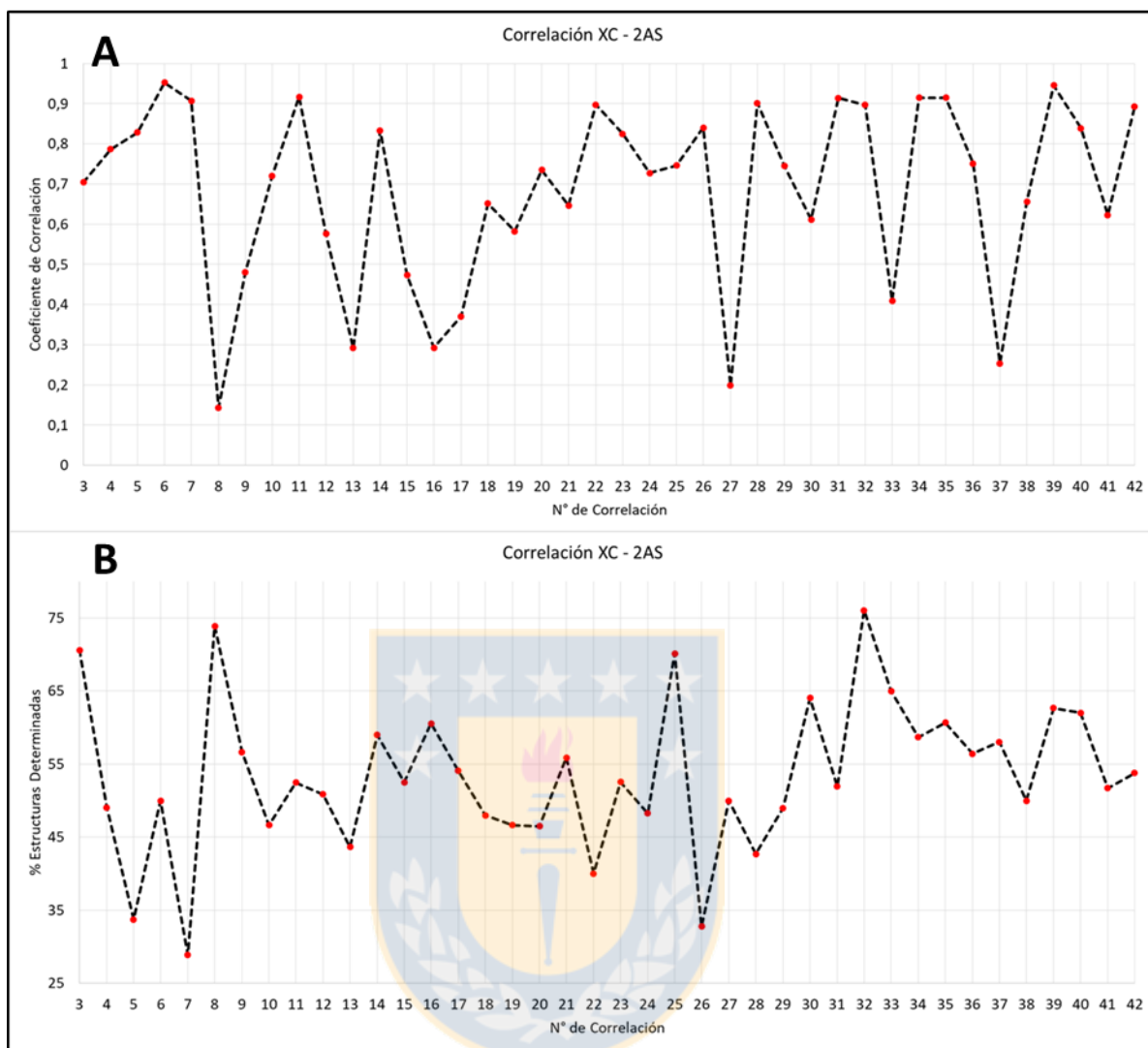
### F.1. Cruzado XC-2AS

Resultados obtenidos para la acumulación de 2 *DTM* (Figura F.1), 3 *DTM* (Figura F.2) y 4 *DTM* consecutivos (Figura F.3).



**Figura F.1:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 2 *DTM* consecutivos, cruzado XC-2AS. A), Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas.

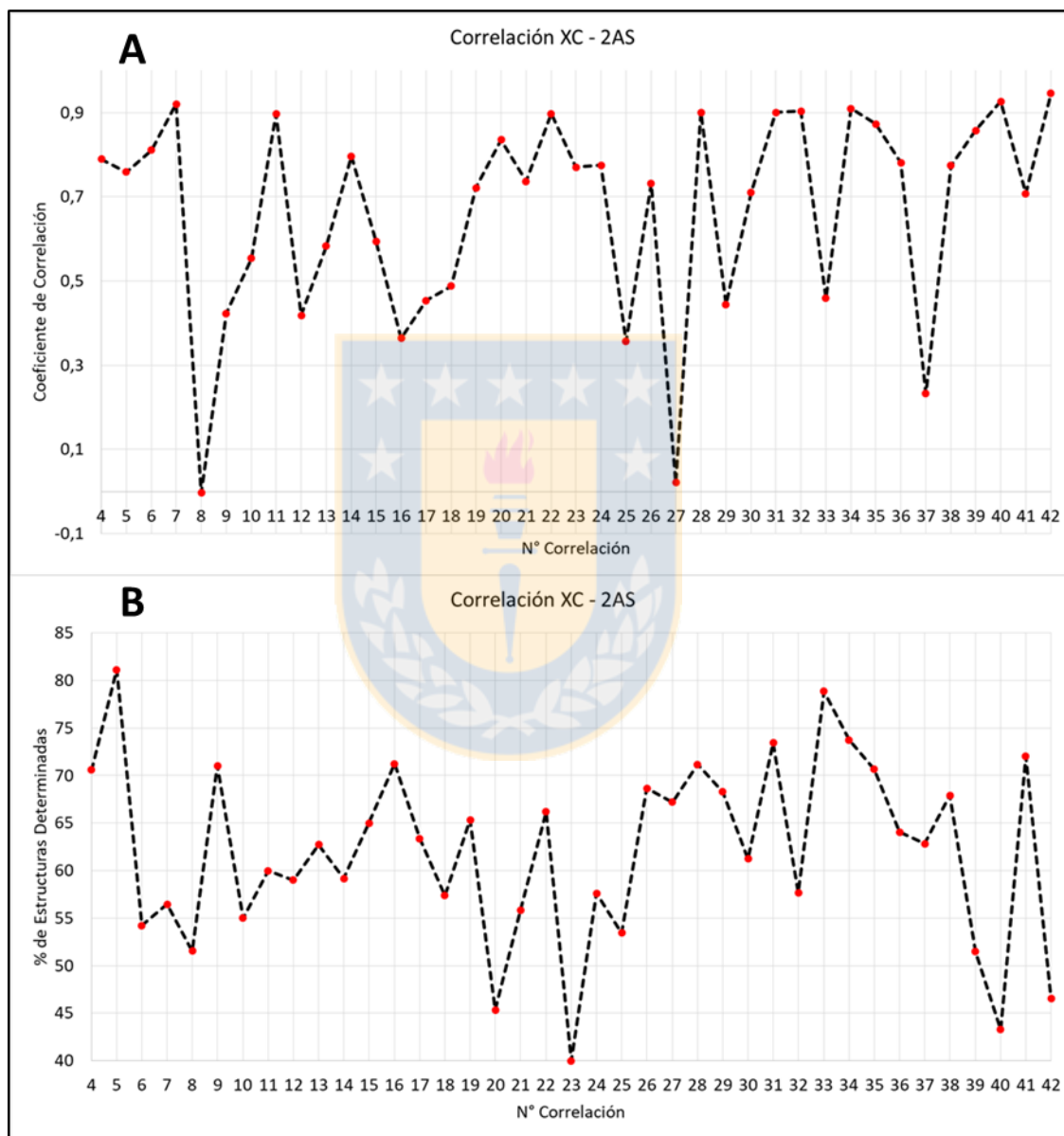




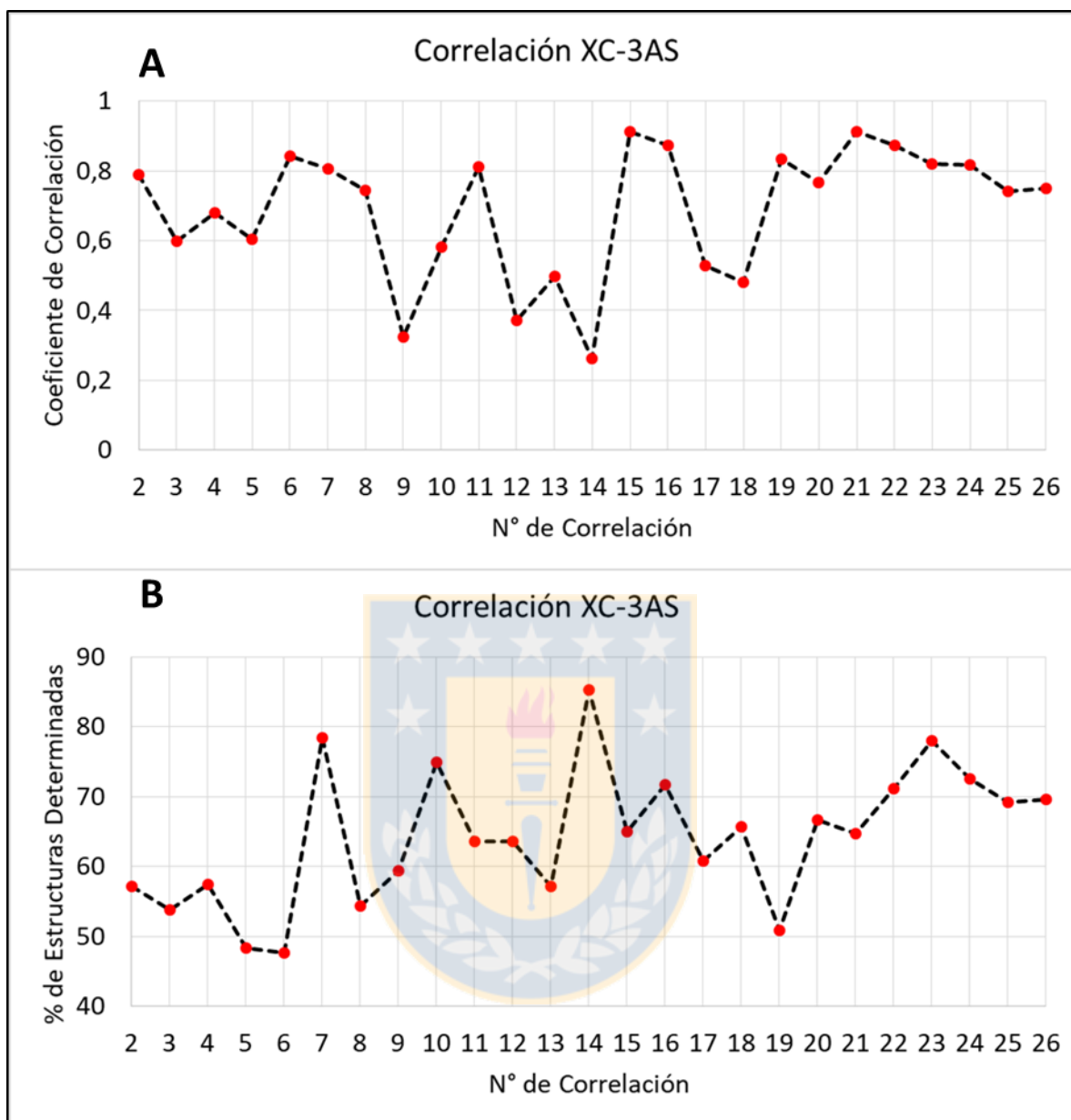
**Figura F.2:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 3 DTM consecutivos, cruzado XC-2AS. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas.

## F.1.2. Cruzado XC-3AS

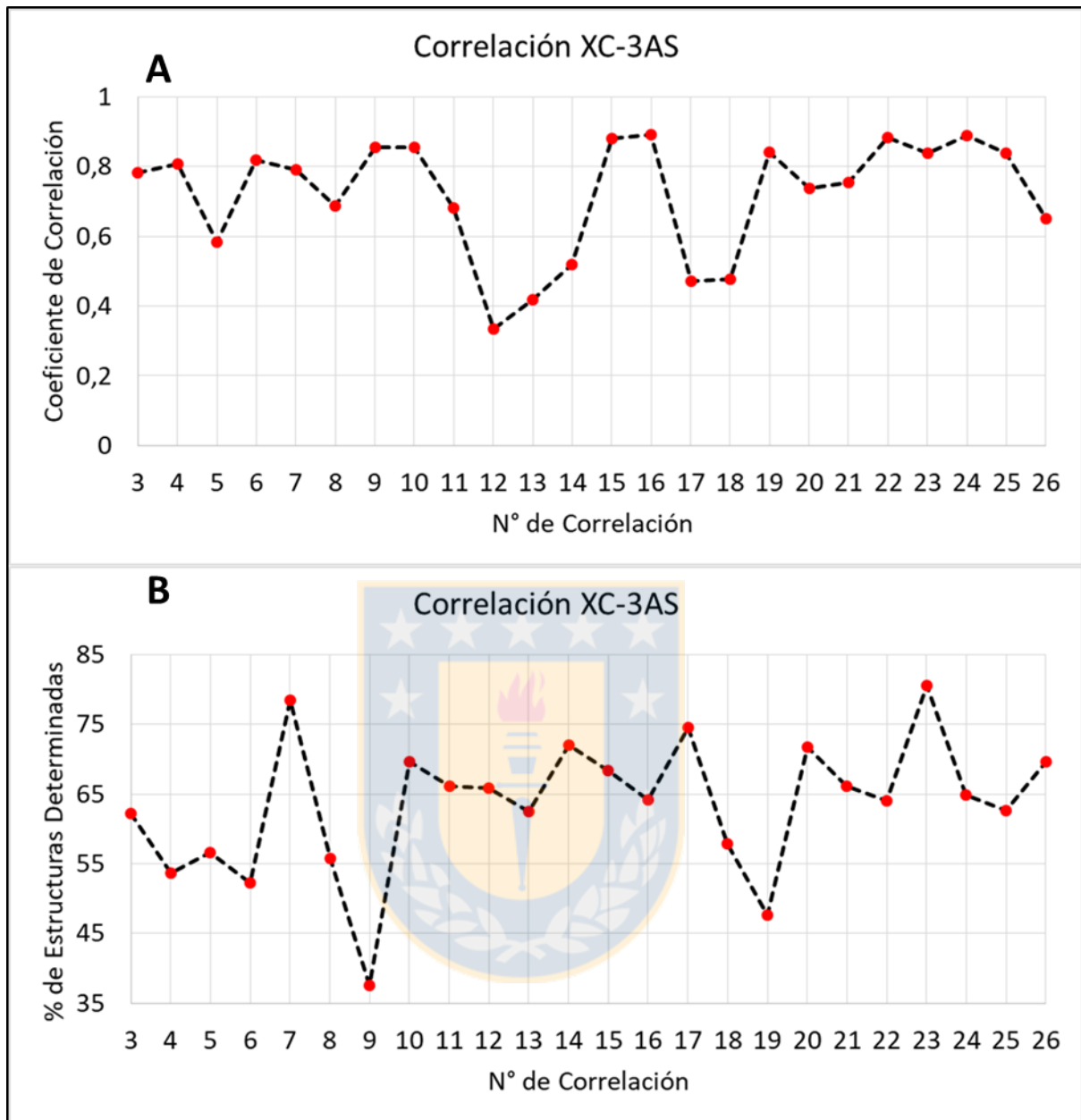
Resultados obtenidos para la acumulación de 2 *DTM* (Figura F.4), 3 *DTM* (Figura F.5) y 4 *DTM* consecutivos (Figura F.6).



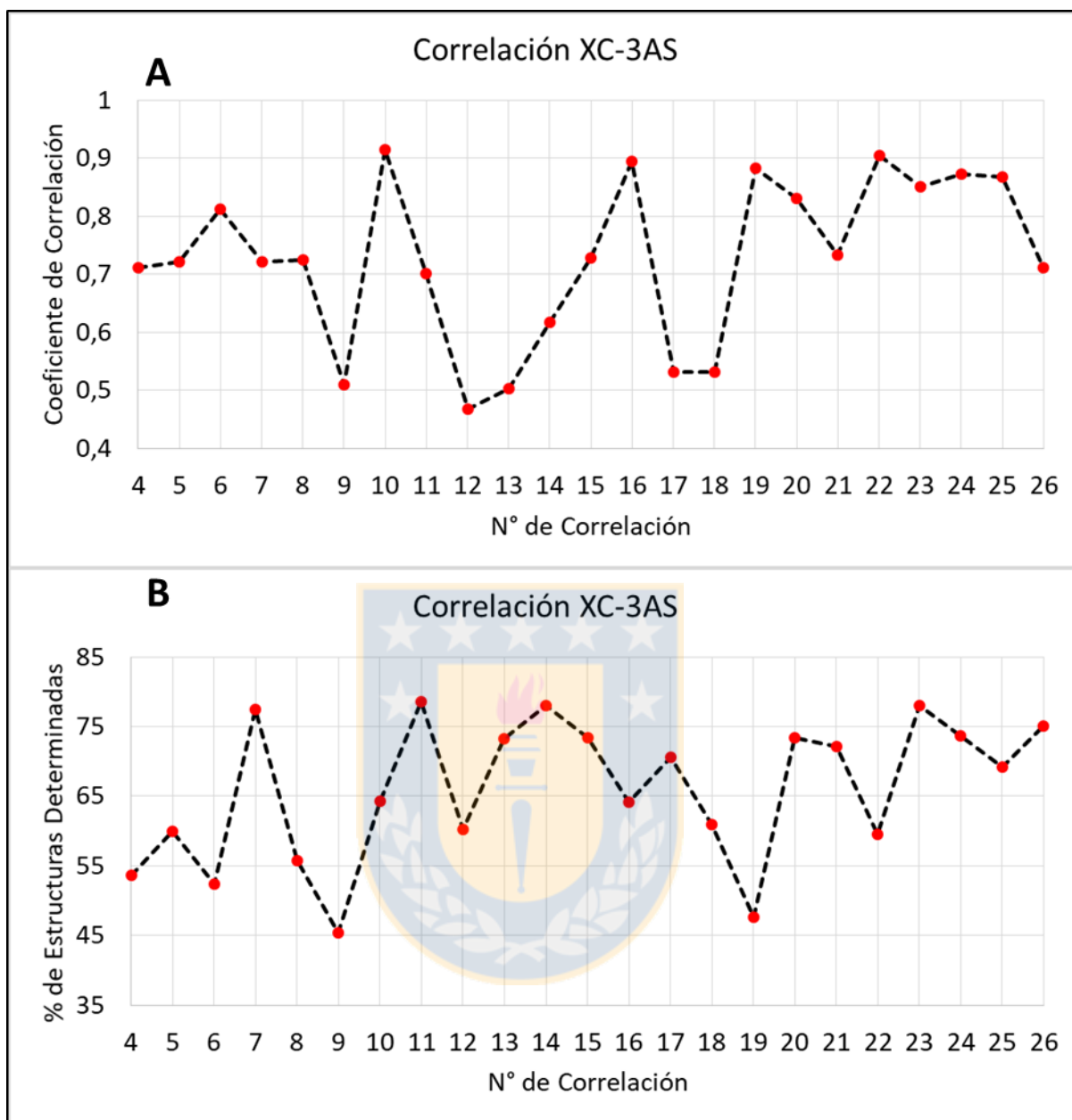
**Figura F.3:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 4 *DTM* consecutivos, cruzado XC-2AS. A) Coeficiente de correlación), B) porcentaje de estructuras determinadas.



**Figura F.4:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 2 DTM consecutivos, cruzado XC-3AS. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas (abajo).



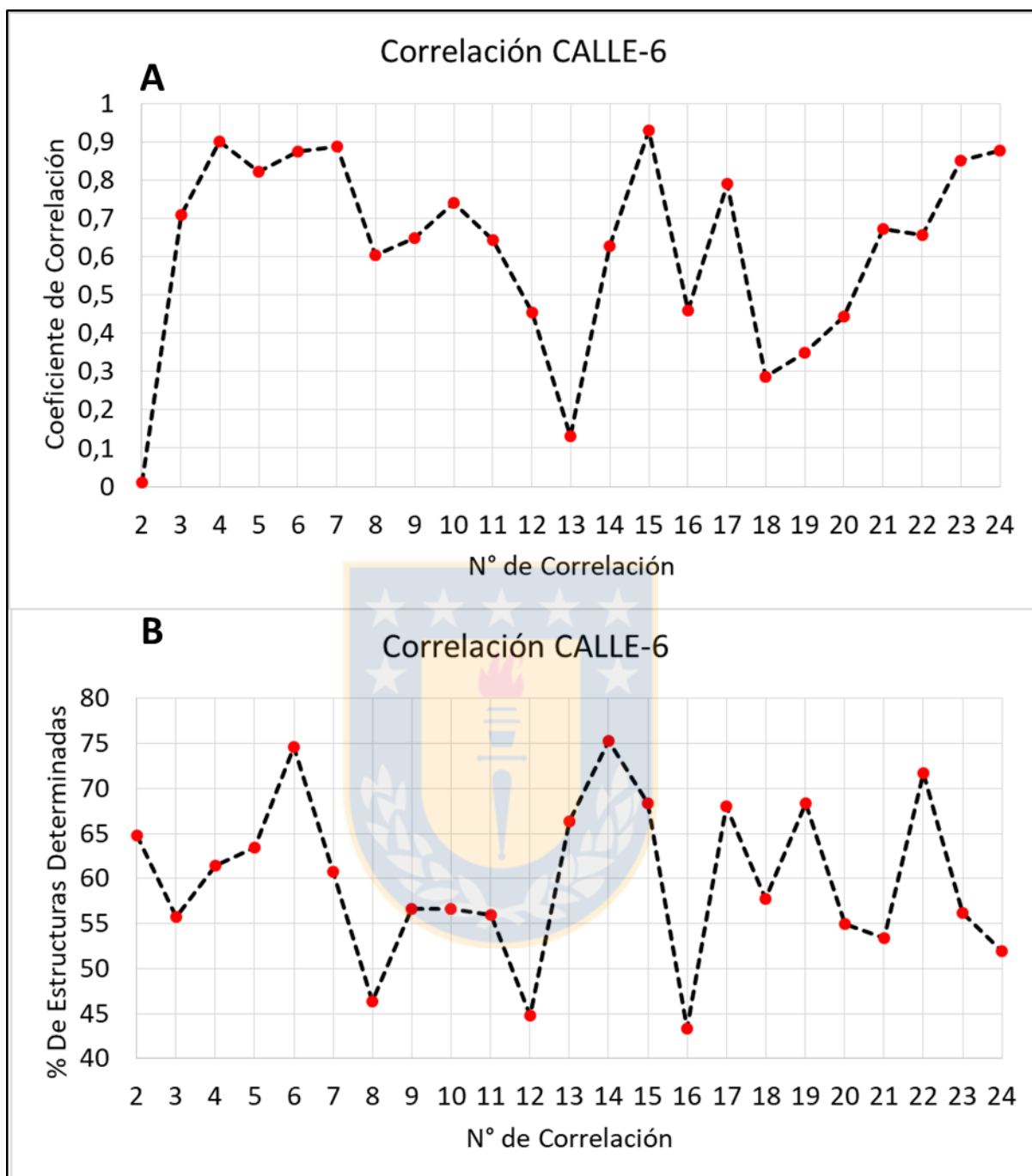
**Figura F.5:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 3 DTM consecutivos, cruzado XC-3AS. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas.



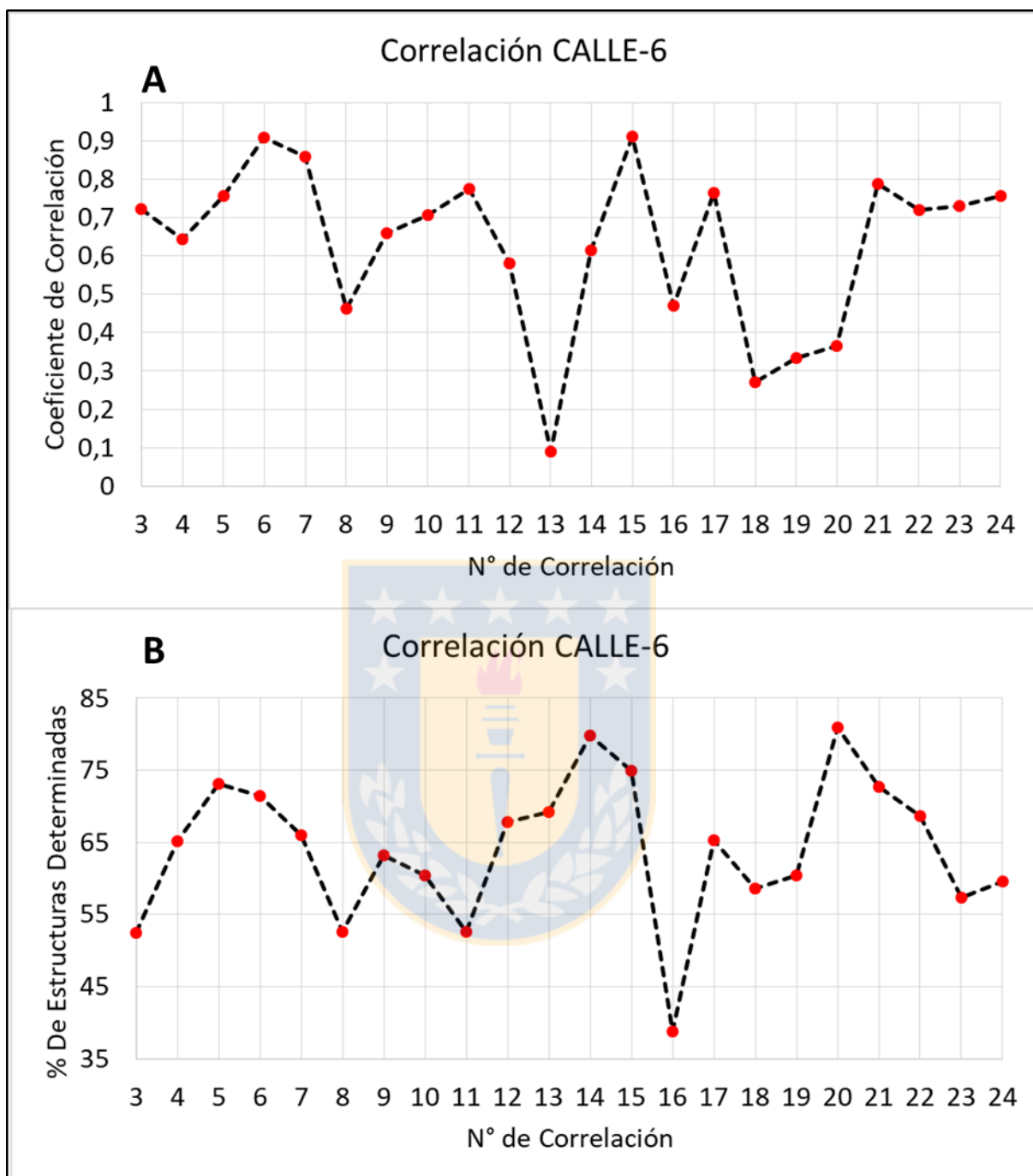
**Figura F.6:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 4 DTM consecutivos, cruzado XC-3AS. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas

### F.1.2. Drift CALLE-6

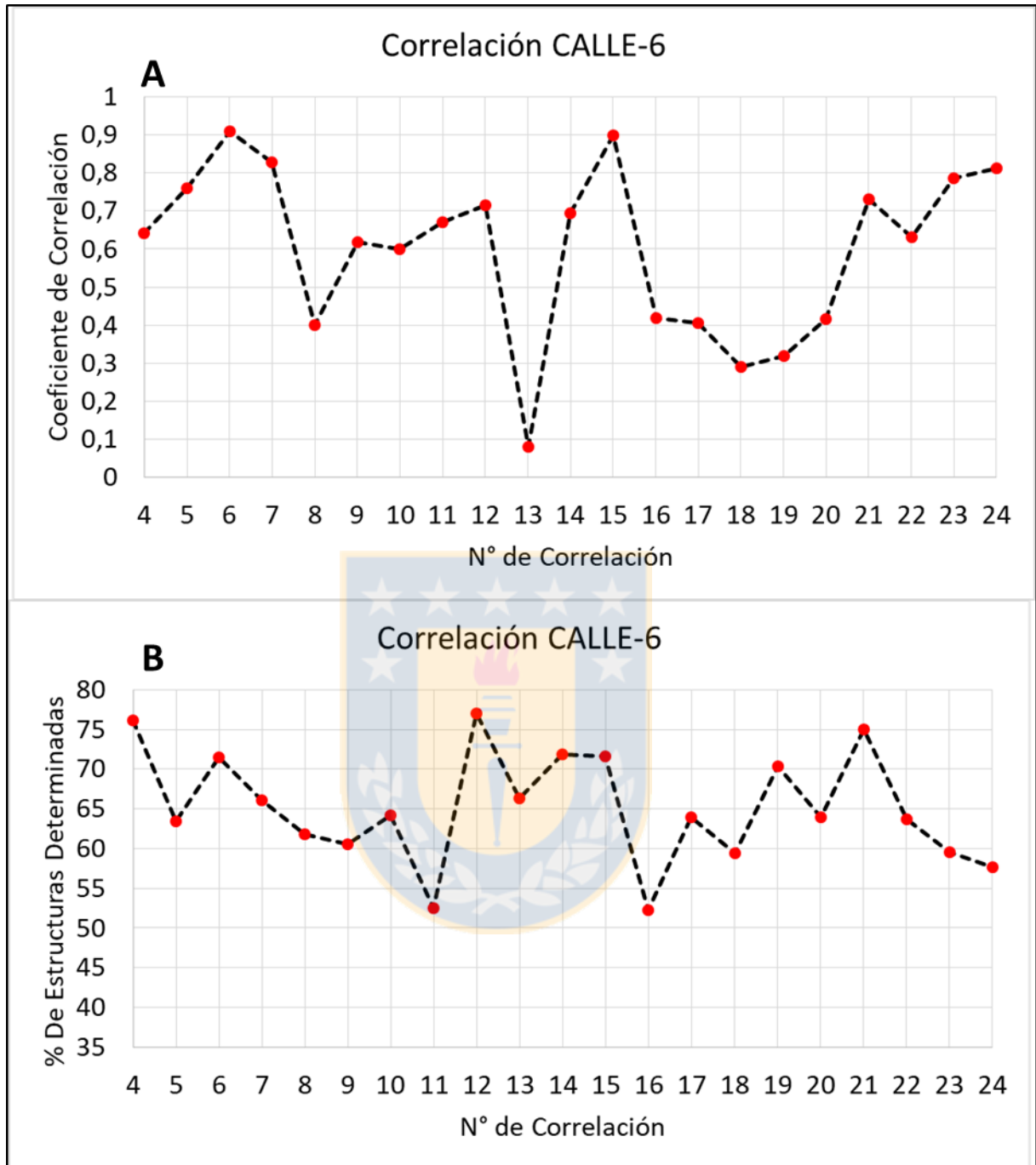
Resultados obtenidos para la acumulación de 2 DTM (Figura F.7), 3 DTM (Figura F.8) y 4 DTM consecutivos (Figura F.9).



**Figura F.7:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 2 DTM consecutivos, drift CALLE-6. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas (abajo).



**Figura F.8:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 3 DTM consecutivos, drift CALLE-6. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas.



**Figura F.9:** Resultados obtenidos de la correlación mediante la acumulación de 4 *DTM* consecutivos, drift CALLE-6. A) Coeficiente de correlación, B) porcentaje de estructuras determinadas.



## ANEXO G: ESTRUCTURAS LEVANTADAS EN CADA DTM

Los DTM analizados se muestran en este anexo junto al número de estructuras mapeadas en cada uno para los tres túneles estudiados (Tabla G.1).

XC-2AS		XC-3AS		CALLE-6	
ID DTM	N° Estructuras	ID DTM	N° Estructuras	ID DTM	N° Estructuras
6024	112	6649	25	10776	62
6026	129	6670	32	10786	73
6029	79	6888	66	10804	71
6160	47	9082	41	10867	44
6580	34	9115	14	10884	27
6693	55	9137	66	10900	61
6785	85	9158	48	10916	109
6801	53	9377	35	10946	52
6894	83	9397	70	11043	63
7111	62	9475	53	11065	40
8372	97	9576	54	11212	56
8496	69	9705	60	11263	97
8745	60	9886	3	11299	76
8848	60	10076	86	11323	53
8881	18	10173	102	11262	8
9385	61	10212	70	11259	59
9444	61	10248	64	11241	87
9504	25	10296	56	11226	33
9735	71	10426	121	11187	40
9785	100	10485	88	11133	104
9887	82	10573	56	10951	89
10223	71	10685	68	11063	60
10332	61	10698	50	11047	30
10429	47	10723	43	10995	67
10471	75	10785	19	10974	75
10561	33	10799	22	10912	116
10663	39	10831	60	10886	101
10680	75	10840	53	10872	100
10691	86	10859	51	10858	88
10722	68	10873	45	10845	99
10732	70	10906	64	10791	89
10765	3	10926	63	10800	2
10777	59	10998	120	10805	52
10787	58	11078	68	<b>TOTAL</b>	<b>2183</b>
10802	67	11107	111		
10852	61	11122	82		
10883	52	11188	91		
10899	82	11260	91		
10918	98	11306	56		
10945	64	11372	36		
10993	52	<b>TOTAL</b>	<b>2403</b>		
11009	71				
11045	80				
11066	75				
11091	89				
11120	78				
11141	81				
11167	14				
11210	44				
11240	11				
11276	68				
11329	67				
11398	51				
11410	58				
<b>TOTAL</b>	<b>3451</b>				

**Tabla G.1: ID de DTM y Número de estructuras mapeadas para los tres túneles analizados.**

