UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA

FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

CARACTERIZACIÓN AUTOMATICA DE LA GEOMETRIA DE DISCONTINUIDADES EN MACIZOS ROCOSOS MEDIANTE ALGORITMO DIFUSO APLICADO A DATOS LIDAR Y "STRUCTURE FROM MOTION"

TESIS PRESENTADA POR EL BACHILLER

EDUARDO VILLANUEVA ORTIZ
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO GEÓLOGO

AREQUIPA - PERÚ

2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA

FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

CARACTERIZACIÓN AUTOMATICA DE LA GEOMETRIA DE DISCONTINUIDADES EN MACIZOS ROCOSOS MEDIANTE ALGORITMO DIFUSO APLICADO A DATOS LIDAR Y "STRUCTURE FROM MOTION"

TESIS PRESENTADA POR EL BACHILLER

EDUARDO VILLANUEVA ORTIZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL

DE INGENIERO GEÓLOGO

JURADO:

PRESIDENTE: MSc. MAURO VALDIVIA BUSTAMANTE
VOCAL: DR. FREDY GARCÍA ZÚÑIGA
SECRETARIO: MSc. SALOME CHACÓN ARCAYA
ASESOR: MSc. PABLO MEZA ARESTEGUI

AREQUIPA - PERÚ

2019

DEDICATORIA

A Dios,

Por haberme permitido lograr mis objetivos, darme salud, protección y guiarme en el cumplimiento de mis metas.

A mis padres Amelia y Eduardo.

Por haber creído en mí, por su constante apoyo, consejos y por haber inculcado en mí, el deseo de superación.

AGRADECIMIENTOS

Agradecimiento a la Universidad Nacional de San Agustín, por darme la oportunidad de aprendizaje y desarrollo, a todos mis profesores, por guiarme durante mi formación profesional y en especial al MSc. Ing. Pablo Meza Arestegui por la asesoría en la elaboración de la presente tesis.

Quiero agradecer muy especialmente a mis padres Eduardo y Amelia quienes siempre confiaron en mí y estuvieron allí con su apoyo y comprensión.

RESUMEN

La determinación de las propiedades geométricas de las discontinuidades como su orientación y espaciamiento, implica en el método convencional limitaciones como: (1) elevado consumo de tiempo, (2) la zona en estudio puede ser inaccesible, este puede ser inalcanzable o llegar a ser peligroso, (3) factor humano, la data tomada en campo está sujeta a la subjetividad, especialmente bajo restricciones de tiempo. Por lo tanto se hace necesario el empleo de nuevos métodos que salven estas limitaciones.

Por otro lado, el avance tecnológico en los últimos años en la tecnología LiDAR, cámaras fotográficas digitales y el desarrollo de nuevas técnicas fotogramétricas como Structure from Motion, permiten obtener modelos digitales 3D de los macizos rocosos en forma de una nube de puntos, los cuales pueden ser procesados mediante algoritmos computacionales para determinar las propiedades geométricas de las discontinuidades presentes en estos.

Este trabajo tiene como objetivo proponer una metodología que permita obtener las propiedades geométricas (orientación y espaciamiento) de las discontinuidades presentes en macizos rocosos de manera automática a partir del modelo digital 3D obtenido mediante las técnicas LiDAR y Structure From Motion (SFM), este básicamente consiste en extraer los vectores normales de todas las superficies aproximadamente planas identificadas en el modelo y su posterior agrupamiento según su disimilaridad mediante algoritmo difuso.
Los resultados obtenidos al aplicar la metodología a los casos de estudio muestran una adecuada caracterización de las propiedades geométricas de las discontinuidades.

Palabras claves: Discontinuidades, LIDAR, SFM, Algoritmo Difuso.

ABSTRACT

The determination of the geometric properties of the discontinuities as their orientation and spacing implies in the conventional method limitations such as: (1) high consumption of time, (2) the study area can be inaccessible, this can be unreachable or become dangerous, (3) human factor, data taken in the field is subject to subjectivity, especially under time constraints. Therefore the use of new methods that save these limitations is necessary.

On the other hand, the technological advance in recent years in LiDAR technology, digital cameras and the development of new photogrammetric techniques such as Structure from Motion, allow obtaining 3D digital models of rock masses in the form of a cloud of points, which can be processed by computational algorithms to determine the geometric properties of the discontinuities present in them.

The objective of this work is to propose a methodology that allows to obtain the geometrical properties (orientation and spacing) of the discontinuities present in rock masses automatically from the 3D digital model obtained by the techniques LiDAR and Structure From Motion (SFM), this basically it consists of extracting the normal vectors of all the roughly flat surfaces identified in the model and their subsequent grouping according to their dissimilarity by means of the fuzzy algorithm.
The results obtained by applying the methodology to the case studies show an adequate characterization of the geometric properties of the discontinuities.

Keywords: discontinuities, LIDAR, SFM, fuzzy algorithm.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA i
AGRADECIMIENTOS ii
RESUMEN iii
ABSTRACT iv
ÍNDICE DE FIGURAS vii
ÍNDICE DE TABLAS xiii
LISTA DE ABREVIATURAS xiv
CAPITULO I 1
INTRODUCCIÓN 1
1.1 Planteamiento del problema 1
1.1.1 Definición del problema 1
1.1.2 Formulación del problema 2
1.2 Justificación 2
1.3 Alcances y limitaciones 3
1.3.1 Alcances 3
1.3.2 Limitaciones 3
1.4 Variables e indicadores 3
1.4.1 Variables Independientes 3
1.4.2 Variables dependientes 3
1.4.3 Indicadores 4
1.5 Objetivos 4
1.5.1 Objetivo general 4
1.5.2 Objetivos específicos 4
1.6 Hipótesis 4
CAPITULO II 6
MARCO TEÓRICO 6
2.1 Estado del arte 6
2.2 Bases teóricas 8
2.2.1 Mecánica de rocas 8

2.2.2 Mecánica de rocas y macizos rocosos 8
2.2.3 Adquisición remota de datos 44
2.2.4 Nube de puntos 52
2.2.5 Clustering 60
CAPITULO III 67
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN 67
3.1 Metodología 67
3.1.1 Pre procesamiento y Procesamiento 69
3.1.2 Proyecciones estereográficas 79
3.2 Materiales 82
3.2.1 Modelos digitales 3D (nube de puntos) 82
3.2.2 Software empleado 84
3.2.3 Materiales de campo 89
CAPITULO IV 90
CASOS DE ESTUDIO 90
4.1 Elección de los casos de estudio 90
4.2 Caso A 91
4.3 Caso B 100
CAPITULO V 115
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS 115
5.1 Número de familias de discontinuidades 115
5.2 Orientación 118
5.3 Espaciamiento 121
5.4 Discusión 122
CONCLUSIONES 123
RECOMENDACIONES 125
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 127

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Tipos de espaciamiento (modificado de Slob, 2010). 14
Figura 2.2 Abaco de Miller para determinar la resistencia a la compresión empleando el martillo de Schmidt tipo L (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004). 16
Figura 2.3 Perfil de rugosidad y su valor JRC correspondiente (Barton y Choubey, 1977). 17
Figura 2.4 Flujo de agua en taludes rocosos. (a) diferencia de presiones de los fluidos en discontinuidades adyacentes, (b) comparacion de la transicion en el nivel freatico en taludes, porosos como en taludes de suelos(izquierda) y con baja porosidad como en taludes rocosos(derecha) (Patton & Deere, 1971). 18
Figura 2.5 Propiedades de las discontinuidades (Hudson, 1989)..... 19
Figura 2.6 Parámetros considerados en la evaluación del índice RMR. .. 21
Figura 2.7 Parámetros considerados en la evaluación del índice Q. 23
Figura 2.8 Categorías de clases de roca a partir del índice Q (NGI, 2015). 23
Figura 2.9 Índice geológico de Resistencia (Marinos et al., 2007). 24
Figura 2.10 Mina Chuquicamata, Chile 1.35 Km de profundidad (izquierda), Mina Bingham en Utah, USA 1.3 Km (Cueva, 2015). 25
Figura 2.11 Parámetros geométricos de un talud en minería a cielo abierto (modificado de Safe Work Australia, 2011). 26
Figura 2.12 Tipos de rotura en taludes de minas a cielo abierto (modificado Patton & Deere, 1971). 28
Figura 2.13 Roturas planas mostradas encerradas en los círculos A y B en la mina Tellenes, Noruega (Nilsen, 2016). 29
Figura 2.14 Análisis cinemático de roturas planas en un talud hipotético realizado con Dips. Considerando toda la envolvente de afloramiento (izquierda), y considerando un límite +/-30 la dirección del talud (derecha), en la figura se observa riesgo de rotura plana. 29
Figura 2.15 Rotura en cuña encerrada en el círculo en la mina Tellenes, Noruega (Nilsen, *2016*). 30
Figura 2.16 Análisis cinemático de roturas por cuña en un talud hipotético realizado con Dips. La zona rosada corresponde a la zona crítica para rotura por cuñas y la zona amarilla, la zona crítica secundaria de rotura por cuña, en la figura se observa riesgo de rotura por cuña..... 31
Figura 2.17 Formación de fractura por tensión y Rotura por vuelco en mina Chuquicamata (Hoek, 2009). 31

Figura 2.18 Análisis cinemático para rotura por vuelco en un talud hipotético. La zona rosada corresponde a la zona crítica para rotura por vuelco. 32
Figura 2.19 Rotura sin control estructural, California, USA (Schuter & Highland, 2001). 32
Figura 2.20 Análisis de estabilidad por medio del método de Bishop Simplificado realizado con Slide. 33
Figura 2.21 Superficie de rotura a gran escala en talud envolviendo diferentes mecanismos de rotura (Yahdi, 2016). 34
Figura 2.22 Plano y su respectivo vector normal (polo)..... 36
Figura 2.23 Sistema de referencia adoptado mostrando los ejes positivos y la orientación del vector unitario (polo positivo) en términos de trend y plunge (Diederichs, 1990). 36
Figura 2.24 Relación entre el vector normal y el plano (Diederichs, 1990). 37
Figura 2.25 Esfera unitaria de referencia (izquierda) y semiesfera inferior (derecha) para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa..... 38
Figura 2.26 Proyección equiareal (modificado de Diederichs, 1990). 39
Figura 2.27 Proyección estereográfica equiangular (Diederichs, 1990). .. 40
Figura 2.28 Relación geométrica en la proyección equiangular (Diederichs, 1990). 41
Figura 2.29 Sensor que mide tiempo de vuelo (modificado de Lato, 2010). 45
Figura 2.30 Sensor que mide diferencia de fase (modificado de Lato, 2010). 46
Figura 2.31 Diferentes formas de coleccionar datos LiDAR: TLS (A), MLS (B), ALS (C), ULS (D) (3D Laser Mapping, s.f.; Bess, 2018, LIDAR; GPS Lands, 2017; s.f.)..... 46
Figura 2.32 Rayos de luz que arriban a un pixel particular en el sensor, originados desde cualquier punto en el macizo rocoso, en el proceso inverso la intersección de los rayos determinan la única posición del punto 3D que lo origino (Birch, 2006). 47
Figura 2.33 Flujo de trabajo para la técnica fotogramétrica SFM. 49
Figura 2.34 Nube de puntos densa correspondiente al talud ubicado en Socabaya, Arequipa obtenida con Agisoft PhotoScan..... 50
Figura 2.35 Procedimiento seguido en Sirovision v3 para determinar la orientación externa de la cámara fotográfica (modificado de Haneberg, 2008). 51
Figura 2.36 Nube de puntos correspondiente al talud ubicado en Socabaya, Arequipa..... 52
Figura 2.37 Tamaño de distintos formatos de sensor, formatos para cámaras DSLR (en azul), formato de cámara compacta como la empleada

en este trabajo (en rojo) (Camera Sensor Size Photography Guide, 2018). 53
Figura 2.38 Parámetros que relacionan el tamaño del objeto en el terreno y el tamaño en el sensor (ADAM Technology, 2018). 54
Figura 2.39 Punto de control sobre el talud para el caso de estudio B (Socabaya, Arequipa), arriba punto de control marcado con tiza roja, abajo encerrado en el círculo el mismo punto de control ubicado con el software Agisoft PhotoScan. 55
Figura 2.40 Subdivisión del espacio ocupado mediante la estructura de datos Octree. 56
Figura 2.41 Diferentes simplificaciones echas a los datos 3D obtenidos por la técnica fotogramétrica Structure from Motion para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B). 57
Figura 2.42 Esfera de referencia con los vectores correspondientes al talud ubicado en Socabaya, Arequipa. 61
Figura 2.43 Semi esfera mostrando 3 familias de discontinuidades para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa. Vista frontal (izquierda), vista horizontal (derecha). 64
Figura 3.1 Diagrama de flujo de la metodología propuesta 68
Figura 3.2 Diferentes simplificaciones echas al modelo digital 3D del talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B). 69
Figura 3.3 . Diagrama de flujo para extraer los vectores normales a los planos empleando la estructura de datos Octree y PCA 71
Figura 3.4 Subdivisión del espacio ocupado por el talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B) mediante Octree. 72
Figura 3.5 Talud ubicado en Socabaya, Arequipa, caso de estudio B (arriba) y solo vectores normales a este talud (abajo). 73
Figura 3.6 Diagrama de flujo para el algoritmo Fuzzy C Means. 73
Figura 3.7 Esfera unitaria de referencia (izquierda) para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa, y clusters obtenidos mediante el algoritmo difuso(derecha). 74
Figura 3.8 Clasificación del talud ubicado en Socabaya, Arequipa por familias de discontinuidades. 75
Figura 3.9 Espaciamientos, considerando persistencia infinita (izquierda) y persistencia finita (derecha) 76
Figura 3.10 Secuencia para obtener el espaciamiento normal en una familia de discontinuidades: macizo rocoso clasificado por familias(A), familia de discontinuidades seleccionada(B), individualización de discontinuidades(C), proyección de discontinuidades como líneas(D) espaciamiento persistente (E) y espaciamiento no persistente (F) 77
Figura 3.11 Diagrama de flujo para obtener el espaciamiento normal no persistente. 78

Figura 3.12 Proyección equiareal de vectores normales, la orientación está dada en términos de trend/plunge. 80
Figura 3.13 Representación de planos de discontinuidad y sus respectivos polos, a partir del trend y plunge del vector normal al plano. 82
Figura 3.14 Proyección vectores normales a planos. 83
Figura 3.15 IDE VC++ empleado para la implementación de la metodología propuesta. 85
Figura 3.16 Alineamiento de imágenes realizado por el software Agisoft Photoscan 86
Figura 3.17. Nube de puntos dispersa obtenido con el software Agisoft Photoscan. 86
Figura 3.18. Nube de puntos densa obtenida con el software Agisoft Photoscan. 87
Figura 3.19 . Posición de la cámara fotográfica al momento de la toma de las fotografías del macizo rocoso, estos fueron tomados a una distancia de 3m y 6m. 87
Figura 3.20. Ubicación de los puntos de control sobre el macizo rocoso, mediante el software Agisoft Photoscan. 88
Figura 3.21 Error obtenido al escalar la imagen mediante el software Agisoft Photoscan. 88
Figura 4.1 Fotografía del afloramiento de ortogneis en Ontario, Canadá (Lato, 2010). 91
Figura 4.2 Mapa de ubicación para el talud del caso de estudio A. 92
Figura 4.3 Nube de puntos correspondiente al ortogneis (arriba) y zoom sobre recuadro amarillo (abajo). 93
Figura 4.4 Superficies aproximadamente planas determinadas mediante Octree y PCA. Planos mostrados como parches coloreados aleatoriamente (arriba), zoom sobre recuadro amarillo (abajo). 93
Figura 4.5 Proyección equiareal de vectores normales. 94
Figura 4.6 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades. 95
Figura 4.7 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos. 95
Figura 4.8 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda), mediante clustering (centro). 96
Figura 4.9 Proyección equiareal de vectores normales. 96
Figura 4.10 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades. 97
Figura 4.11 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos. .. 97
Figura 4.12 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda), mediante clustering (centro). 98

Figura 4.13 Clasificación de discontinuidades por familias, con un color identificando a cada familia. 98
Figura 4.14 Espaciamiento normal para la familia aproximadamente horizontal, caso de estudio A. 99
Figura 4.15 Fotografía de afloramiento rocoso (arriba) y Espaciamiento normal sobrepuesto sobre la fotografía para una familia de discontinuidades del caso de estudio A (abajo). 99
Figura 4.16 Ubicación del área de estudio, mostrado el afloramiento del Batolito Costanero del Perú (INGEMMET, 1979). 101
Figura 4.17 Fotografía del afloramiento dioritico en la mansión del fundador. 102
Figura 4.18 Mapa de ubicación para el talud del caso de estudio B. 103
Figura 4.19 Determinación de la orientación en campo mediante Windows Sampling (recuadro anaranjado). 104
Figura 4.20 Proyección equiareal mediante el software Dips de los datos tomados en campo. 105
Figura 4.21 Nube de puntos del caso de estudio B (arriba) y zoom sobre el recuadro amarillo (abajo). 107
Figura 4.22 Superficies aproximadamente planas determinadas mediante Octree y PCA. Planos mostrados como parches coloreados aleatoriamente (arriba), zoom sobre el recuadro amarillo (abajo). 108
Figura 4.23 Proyección equiareal de vectores normales. 109
Figura 4.24 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades. 109
Figura 4.25 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos. 110
Figura 4.26 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda) mediante clustering (centro). 110
Figura 4.27 Proyección equiareal de vectores normales. 111
Figura 4.28 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades. 111
Figura 4.29 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos. 112
Figura 4.30 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda), mediante clustering (centro). 112
Figura 4.31 Clasificación de las discontinuidades por familias, con un color identificando a cada familia. 113
Figura 4.32 Espaciamiento normal para una familia, caso de estudio B. 113
Figura 4.33 Fotografía de afloramiento rocoso (izquierda) y Espaciamiento normal sobrepuesto sobre la fotografía para una familia de discontinuidades del caso de estudio B (derecha). 114

Figura 5.1 Proyecciones estereográficas para diferentes números de vectores normales en el modelo suavizado del caso de estudio A. 116
Figura 5.2 Índices de validación para el caso de estudio A. 117
Figura 5.3 Familias de discontinuidades determinadas mediante algoritmo difuso (izquierda) y contornos de densidad (derecha) para el caso de estudio A. 117
Figura 5.4 Efecto de no realizar un suavizado sobre el modelo para el caso de estudio A. 118
Figura 5.5 Variación de la orientación con el número de vectores normales en el caso de estudio A. 119

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Propiedades del macizo rocoso y criterios de rotura, G: propiedades geométricas, NG: propiedades no geométricas (Geomecánicas) 10
Tabla 2.2 Criterios para estimar la resistencia a la compresión simple en campo (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004). 15
Tabla 2.3 Clasificación del macizo rocoso por su RQD. 21
Tabla 2.4 Parámetros resistentes del macizo rocoso según su valoración de calidad RMR (Bieniawski, 1989). 21
Tabla 2.5 Parámetros y valoración para la clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989). 22
Tabla 2.6 Corrección por orientación RMR (Bieniawski, 1989). 22
Tabla 2.7 Relación geométrica en la proyección equiareal (Lambert azimuthal equal-area projection, s.f.). 40
Tabla 2.8 Relación geométrica en la proyección equiangular (Diederichs, 1990). 41
Tabla 3.1 Trend / plunge y sus respectivos cosenos directores de vectores unitarios de prueba. 79
Tabla 3.2 Trend / plunge de vectores normales, dirección y buzamiento de sus respectivos planos de discontinuidad. 81
Tabla 3.3 Características de la cámara fotográfica 89
Tabla 4.1 Ubicación mediante coordenadas UTM del talud del caso de estudio A. 91
Tabla 4.2. Datos estadísticos expresados en metros para el espaciamiento normal del caso de estudio A. 100
Tabla 4.3 Ubicación mediante coordenadas UTM para los taludes estudiados. 102
Tabla 5.1. Datos estadísticos para el caso de estudio A (K: dispersión) 119
Tabla 5.2 Orientación media de las familias de discontinuidades en el caso de estudio A obtenida por ambas variantes. 120
Tabla 5.3 Comparación de la orientación con otras metodologías propuestas (Adaptado de Riquelme, 2015) 120
Tabla 5.4. Comparación de la orientación obtenida por la metodología propuesta y el método convencional en el caso de estudio B. 121
Tabla 5.5. Comparación del espaciamiento en metros obtenido por la metodología propuesta y el método convencional 121

LISTA DE ABREVIATURAS

ALS: Airborne LiDAR scanning

CVI: Cluster Validity Index

FCM: Fuzzy C Means

GPS: Global positioning system

GSI: Geological Strength Index

ISRM: International Society of Rock Mechanics

KDTREE: K dimensional Tree

LiDAR: Light Detection and Ranging

MLS: Mobile LiDAR scanning

NGI: Norwegian Geotechnical Institute

PCA: Principal Component Analysis

PCL: Point Cloud Library

RMR: rock mass rating

SFM: Structure from Motion

TLS: Terrestrial LiDAR Scanning

ULS: Unmanned LiDAR scanning

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Planteamiento del problema

1.1.1 Definición del problema

Las técnicas convencionales para la caracterización geométrica de las discontinuidades requieren del contacto físico con estas en la zona de estudio, el empleo de la brújula para determinar la orientación de las discontinuidades y el flexómetro para determinar el espaciamiento. Esta técnica presenta los siguientes inconvenientes:

- Elevado consumo de tiempo, el cual no es factible para muchos proyectos, como en la moderna tuneleria donde se requiere continuamente información geotécnica, conforme este avanza.

- Las zonas a estudiar pueden ser inaccesibles o presentar un elevado riesgo de seguridad.

- La determinación de las propiedades de las discontinuidades, está relacionada a la subjetividad del operador, especialmente bajo restricciones de tiempo, lo que puede llevar a una recolección incompleta de datos.

1.1.2 Formulación del problema

Si las técnicas convencionales para determinar las propiedades geométricas de las discontinuidades en los macizos rocosos presentan limitaciones ¿Cómo determinar automáticamente estas propiedades?

Esto se logra determinando automáticamente:

- La orientación de las discontinuidades
- El número de familia de discontinuidades
- La orientación media de las familias de discontinuidades
- Espaciamiento normal de las familias de discontinuidades

1.2 Justificación

Las limitaciones expuestas anteriormente, ameritan el empleo de otros métodos para la caracterización geométrica de las discontinuidades.

Las nuevas técnicas de adquisición remota de datos como LiDAR (Light Detection and Ranging) y Structure from Motion (SFM), así como las técnicas para su procesamiento experimentan un gran auge en la actualidad, siendo aplicados en diferentes campos del conocimiento.

La adquisición remota de datos no requiere del contacto físico del operador con el macizo rocoso en estudio y el avance tecnológico permite un menor tiempo en el en procesamiento de datos obtenidos mediante estas técnicas. Además en la actualidad existe poco software que realice esto de manera automática, siendo este un campo en constante investigación, por lo que se justifica el desarrollo de una metodología que permita determinar automáticamente las características geométricas como

orientación y espaciamiento de las discontinuidades presentes en los macizos rocosos.

1.3 Alcances y limitaciones

1.3.1 Alcances

Las propiedades las discontinuidades pueden ser clasificadas como geométricas y no geométricas (Geomecanicas). Las geométricas son aquellas que dependen de la geometría de las discontinuidades y su orientación en el espacio. En este trabajo solo serán determinadas las propiedades geométricas orientación y espaciamiento.

1.3.2 Limitaciones

En el presente trabajo se considera que las superficies de los macizos rocosos son modelados por las discontinuidades, los cuales se presentan como superficies aproximadamente planas, por lo que no son consideradas en este trabajo las discontinuidades que se presentan como trazas, estas pueden ser identificadas mediante técnicas de visión computacional que quedan fuera del alcance de este trabajo. Así mismo no es aplicable a macizos rocosos plegados y otras configuraciones más complejas, los cuales pueden ser determinados de manera semi automática, no siendo considerados en este trabajo.

1.4 Variables e indicadores

1.4.1 Variables Independientes

- Orientación de las discontinuidades.

1.4.2 Variables dependientes

- Número de familias de discontinuidades.
- Orientación media de la familia de discontinuidades.
- Espaciamiento normal de la familia de discontinuidades.

1.4.3 Indicadores

- Índices de validación.

1.5 Objetivos

1.5.1 Objetivo general

Proponer una metodología que permita determinar automáticamente las propiedades geométricas, orientación y espaciamiento de las discontinuidades presentes en macizos rocosos mediante la aplicación de un algoritmo difuso al modelo digital 3D (nube de puntos) obtenido con las técnicas LiDAR y Structure From Motion.

1.5.2 Objetivos específicos

Para lograr el objetivo general, se plantean los siguientes objetivos específicos.

- Pre procesar y organizar la data obtenida mediante técnicas de adquisición remota empleando las estructuras de datos Octree y KDtree.
- Obtener los vectores normales a los planos presentes en el modelo 3D.
- Obtener las familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso, mediante la aplicación del algoritmo difuso a los vectores normales.
- Determinar el número apropiado de familias y por lo tanto orientación media de las familias de discontinuidades mediante índices de validación.
- Determinar el espaciamiento normal medio en las familias de discontinuidades.

1.6 Hipótesis

La técnica fotogramétrica Structure from Motion y LiDAR permiten obtener un modelo digital 3D de las superficies de los macizos rocosos

como una nube de puntos, en los que los planos de discontinuidad están representados por superficies aproximadamente planas, por lo tanto las propiedades geométricas como orientación y espaciamiento de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso pueden ser determinados mediante la aplicación del algoritmo difuso a los vectores normales a estos planos presentes en el modelo.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Estado del arte

Un aspecto fundamental en la evaluación de macizos rocosos sobre los cuales se va a desarrollar proyectos de ingeniería, es la caracterización de las discontinuidades existentes en estos, esta caracterización sin las limitantes expuestas anteriormente ha llevado a un desarrollo activo de nuevas metodologías que aprovechan las modernas técnicas de adquisición remota de datos como la Fotogrametría y LiDAR junto con avanzados algoritmos computacionales para determinar de manera semiautomática o automática las propiedades geométricas de las discontinuidades. Estas metodologías tienen en común, determinar vectores normales a superficies aproximadamente planas presentes en la nube de puntos o en modelos digitales de terreno (MDT).

Trabajos como los realizados por Kemeny et al. (2006), Van Knapen & SLob (2006), Lato et al. (2009), Gigli & Casagli (2011), Lato & Voge (2012), Umili et al. (2013), Riquelme et al. (2014), Vasuki et al. (2014),

Assali et al. (2016) permiten identificar discontinuidades a partir de los datos 3D obtenidos de estas técnicas de adquisición remota de datos (Pazzoto & Massao, 2015).

Actualmente existe programas obtenidos de las investigaciones en este campo como PlaneDetect (Lato & Voge, 2012), DiAna (Gigli & Casagli, 2011), SEFL (Surface Extraction from LiDAR), basado en el método de Garcia Selles (2011), Discontinuity Set Extractor (Riquelme, 2015).

Así mismo en el mercado existen programas comerciales como Coltop 3D desarrollado en la universidad Lausanne (UNIL), que permite identificar discontinuidades en una nube de puntos (Riquelme, 2015). Paquetes comerciales como Sirovision desarrollado por la división de exploración y minería de CSIRO (The Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation, Brisbane, Australia), ShapeMetriX3D desarrollado por la empresa 3GSM (3G software and Measurement Graz, Austria) y 3DM Calibcam/Analyst, software de la empresa ADAM Technology (Perth, Australia). Estos permiten entre otras funcionalidades, la caracterización geométrica de las discontinuidades presentes en macizos rocosos mediante fotogrametría (3gsm, 2018; Adam Technology. 2018; Datamine, s.f.), Split-FX desarrollado por la empresa Split Engineering LLC (Tucson, USA) permite extraer información geotécnica a partir de datos 3D obtenidas de LiDAR y fotogrametría (Split Engineering LLC., 2018).

Estos paquetes son ampliamente empleados en minería, así 3DM Analyst es empleado en mineras como Gold Fields, Barrick, Xstrata coal, Xstrata nikei, Grange Resources, Rio Tinto Iron ore, etc., ShapeMetriX3D en empresas como Codelco, Xstrata (Canada), AngloAmerican, Orica, etc., Sirovision en empresas como Antapaccay, AngloGold Ashanti, Filminera Resources Corporation, Glencore, etc. (3gsm, 2018; Adam Technology, 2018; Datamine, s.f.).

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Mecánica de rocas

Analizar la estabilidad del macizo rocoso es de vital importancia cuando se proyecta ejecutar trabajos de ingeniería sobre estos, así excavaciones en minería subterránea y a cielo abierto, fundaciones en macizos rocosos, etc. requieren del análisis de deformaciones y/o posibles roturas en el macizo rocoso debido a su interacción con las obras de ingeniería, ya que aportan información valiosa para el diseño de estos proyectos.

La mecánica de rocas según Gonzales de Vallejo & Ferrer (2004) se encarga de estudiar las propiedades y el comportamiento mecánico de las rocas y macizos rocosos y su respuesta ante la acción de fuerzas aplicadas en su entorno físico, por lo tanto es la Mecánica de Rocas como parte integrante de la Geotecnia y esta su vez una rama de la ingeniería Geológica, la encargada de predecir el comportamiento del macizo rocoso e identificar problemas en el diseño antes de la ejecución de las obras de ingeniería y durante la etapa de construcción y operación del mismo el monitoreo del macizo rocoso permite la comparación del comportamiento predicho con el observado en campo, permitiendo tomar medidas correctivas en caso se observen desvíos no previstos, posibilitando la toma de acciones que garanticen la seguridad y la continuidad de las operaciones.

2.2.2 Mecánica de rocas y macizos rocosos

Se define como macizo rocoso al conjunto formado por la matriz rocosa y las discontinuidades, siendo la matriz rocosa, el material rocoso que queda delimitado por las discontinuidades. Evaluar el comportamiento del macizo rocoso es una tarea compleja, ya que se trata de un medio discontinuo, heterogéneo y anisótropo bajo un sistema de esfuerzos inicial resultante de su historia geológica, el cual es afectado por las nuevas solicitaciones impuestas o por alivio de tensiones debido a excavaciones que disminuyen la presión de confinamiento, eventos sísmicos que lo

exponen a cargas dinámicas que disminuyen su resistencia al corte, voladuras que causa daños en la superficie de del macizo rocoso creando nuevas fracturas y/o mayor abertura de las existentes, intemperismo el cual afecta principalmente a la parte del macizos rocoso que se encuentra sobre la superficie terrestre o cercana a está, condiciones hidrogeológicas, siendo el agua un elemento causante de erosión, aumento del peso en materiales permeables y disminución de la resistencia del macizo rocoso debido a la presión que ejercen los fluidos sobre las discontinuidades lo que disminuye el esfuerzo normal sobre estos y por lo tanto la resistencia al corte, etc. La interacción con las obras de ingeniería provocan una redistribución del sistema de esfuerzos en el macizo rocoso, esta redistribución en búsqueda de un estado mecánico de esfuerzos estable puede llevar a deformaciones y/o roturas en el macizo rocoso.

La complejidad de la evaluación de los macizos rocosos que permitan predecir su comportamiento ante los cambios que operan en su entorno ha llevado al desarrollo de diferentes métodos cada uno de los cuales de acuerdo a su enfoque consideran determinados parámetros geomecánicos, entre estos métodos se tienen los métodos empíricos, equilibrio limite, modelamiento numéricos, etc., los cuales permiten evaluar la estabilidad, resistencia y/o deformación en el macizo rocoso.

Para poder evaluar y prever el comportamiento del macizo rocoso debido a las condiciones impuestas por las obras de ingeniería se requiere de información proveniente de la caracterización del macizo rocoso, condiciones geológicas (hidrogeológicas, sísmicas, etc.) y características impuestas por el proyecto de ingeniería.

2.2.2.1 Caracterización de macizos rocosos y discontinuidades

Conocer el macizo rocoso sobre el que se desarrollaran proyectos de ingeniería es fundamental. Este conocimiento se inicia con la determinación de sus características, los cuales son la base para evaluar su comportamiento geomecánico, determinar los posibles modos de

rotura y por lo tanto el método de análisis de estabilidad a emplearse, división del macizo rocoso en dominios estructurales, etc. (Safe work Australia, 2011).

De acuerdo con Palmstrom (2001) la caracterización del macizo rocoso consiste en valorar cuantitativamente sus propiedades a partir de observaciones o medidas echas.

Ámbito de estudio	propiedades		Criterios de rotura
roca intacta	Composición mineralógica		Criterio de rotura Morh-Coulomb, Hoek-Brown Parámetros resistentes Cohesión(C) Angulo de fricción(ϕ) Módulos de elasticidad Young (E) Poisson(U)
	Textura		
	Forma y Tamaño de grano		
	Color		
	alteración		
	Peso especifico		
	porosidad		
	Resistencia a la compresión uniaxial(σ_c)		
Discontinuidades	Orientación	G	Criterio de rotura Patton, Barton-Choubey Parámetros resistentes Cohesión(C) Angulo de fricción(ϕ)
	Espaciamiento		
	Persistencia		
	Abertura		
	Rugosidad		
	Resistencia de las paredes	NG	
	Relleno		
	Filtraciones		
Macizo rocoso	Número de familias de discontinuidades		Criterio de rotura Hoek-Brown Generalizado Parámetros resistentes Angulo de fricción (ϕ_m) Cohesión(C_m) Módulo de deformación, etc.
	Tamaño de bloques		
	Intensidad de fracturación		
	Grado de meteorización		

Tabla 2.1 Propiedades del macizo rocoso y criterios de rotura, G: propiedades geométricas, NG: propiedades no geométricas (Geomecánicas)

Caracterizar un macizo rocoso implica determinar las propiedades de la "roca intacta", las discontinuidades y las propiedades propias del conjunto (Macizo rocoso), estas propiedades pueden ser determinadas mediante mapeos geomecánicos, logueo geomecánico de testigos de perforación diamantina, ensayos en situ y laboratorio, etc. Los parámetros resistentes pueden ser determinados a partir de ensayos de resistencia según el criterio de rotura adoptado. En la tabla 2.1 se observa las propiedades y criterios de rotura para los diferentes ámbitos de estudio del macizo rocoso.

La identificación(Composición mineralógica, Textura, Forma y Tamaño de grano, Color) de las diferentes unidades litológicas presentes en el macizo rocoso, es importante, ya que estas por lo general presentan características resistentes diferentes, las muestras de roca intacta de estas unidades litológicas son ensayadas y caracterizadas usualmente por su peso específico, resistencia (resistencia a la compresión uniaxial, cohesión y ángulo de fricción) y sus módulos de elasticidad (módulo de Young y coeficiente de Poisson).

Las discontinuidades juegan un rol importante en el comportamiento resistente de estas unidades litológicas, desde el punto de vista geomecánico estos presentan propiedades resistentes más bajos que la roca intacta en macizos rocosos duros, por lo que influyen en gran manera en el comportamiento geomecánico de este, por lo que es importante determinar sus propiedades.

2.2.2.1.1 Propiedades de las discontinuidades

Determinar cómo las discontinuidades se encuentran distribuidas, orientadas, así como sus propiedades resistentes es de interés prioritario en proyectos de ingeniería como excavaciones en minería a cielo abierto, donde la información obtenida de las discontinuidades en etapas tempranas del proyecto minero, son de vital importancia para el diseño de la mina, ya que están influyen sobre las estabilidad de los taludes pudiendo provocar roturas a diferentes escalas.

El termino discontinuidad hace referencia a cualquier plano de origen mecánico o sedimentario, que independiza o separa los bloques de la matriz rocosa en un macizo rocoso (Gonzales de Vallejo & Ferrer, 2004). Estas discontinuidades generalmente no se presentan de manera aleatoria, sino que lo hacen formando ciertos patrones, estos son el resultado de los procesos geológicos que lo formaron, pudiéndose presentar como simples discontinuidades o formando familias cuyas orientación, espaciamiento y resistencia mecánica son un indicativo de su origen geológico común (Slob, 2010). La actividad minera también genera fracturas, la excavación provoca un alivio de tensiones sobre las nuevas superficies expuestas, pudiendo provocar fracturas por tracción.

Las discontinuidades en minería a cielo abierto se suelen agrupar en estructuras mayores y menores (Safe work Australia, 2011)

- estructuras mayores tales como fallas, diques, plegamientos, superficies de contacto litológico, etc. estas son muy persistentes y se presentan ampliamente espaciadas en la mina.

- Estructuras menores, estos se presentan poco persistentes no extendiéndose más de dos o tres bancos en los taludes.

Estas propiedades pueden ser divididas en geométricas y geomecánicas o no geométricas (tabla 2.1) (Torres, 2008; Slob, 2010; Riquelme, 2015), siendo las propiedades geométricas aquellas que dependen de la geometría de las discontinuidades y su orientación en el espacio según un sistema de referencia, y las geomecánicas aquellas que no requieren un sistema de referencia.

Los efectos de las discontinuidades sobre la estabilidad del macizo rocoso deben ser evaluados, siendo necesarias para ello la determinación sus propiedades, los cuales se describen a continuación:

a) Orientación

La orientación de la discontinuidad en el espacio queda determinada mediante su dirección y buzamiento. Esta es la propiedad más importante, ya que determina el comportamiento mecánico anisótropo del macizo rocoso (Slob, 2010). La orientación también puede ser determinada mediante su dip y dip direction, siendo el dip direction perpendicular a la dirección de la discontinuidad. La dirección del plano de discontinuidad es medido desde el norte hasta la línea que representa la intersección del plano de discontinuidad con el plano horizontal y puede tomar valores de 0° a 360°, el buzamiento es la máxima declinación del plano de discontinuidad con respecto al plano horizontal este toma valores de 0° a 90°.

El análisis de la orientación de las discontinuidades suele ser llevado a cabo mediante proyecciones estereográficas. En este trabajo el análisis de la orientación es llevado acabo sobre la esfera unitaria de referencia.

b) Espaciamiento

Se define como la distancia entre planos de discontinuidad, este determina la distribución de los tamaños de bloques de matriz rocosa influyendo de esta manera sobre las propiedades mecánicas del macizo rocoso (Slob, 2010). Tres tipos de espaciamiento pueden ser distinguidos (Priest, 1993; Slob, 2010; Riquelme, 2015):

- Espaciamiento total: es la distancia entre dos discontinuidades adyacentes, medidas a lo largo de una determinada línea, en una dirección cualquiera de manera que intercepte el mayor número de discontinuidades, este indica el promedio de fracturas en el macizo rocoso (λ), figura 2.1 A.

$$\lambda = \frac{numero\ de\ discontinuidades}{L}$$

Donde L es la longitud en metros de la línea de medida. A partir de este parámetro se puede obtener el RQD en afloramientos

rocosos mediante la ecuación (Gonzales de Vallejo & Ferrer, 2004).

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

- Espaciamiento por familias: es la distancia entre dos discontinuidades adyacentes que pertenecen a la misma familia, medidas a lo largo de una determinada línea. figura 2.1 B.

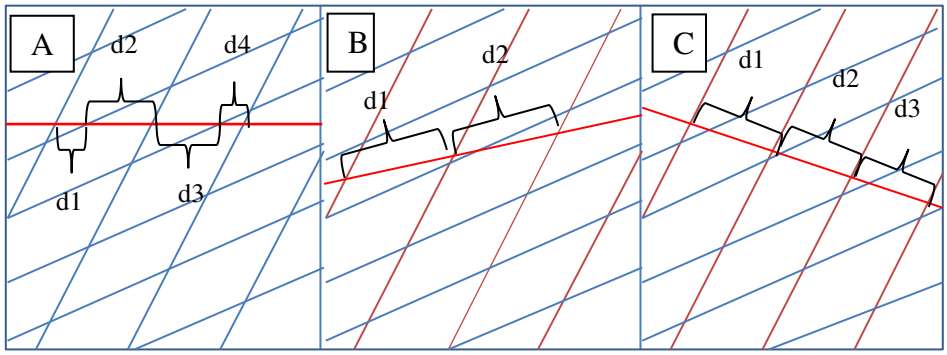


Figura 2.1 Tipos de espaciamiento (modificado de Slob, 2010).

- Espaciamiento Normal por familias: es la distancia entre dos discontinuidades adyacentes que pertenecen a la misma familia, medida perpendicularmente a la orientación media de la familia. figura 2.1 C. el espaciamiento promedio es determinado a partir del análisis estadístico de las distancias medidas, este generalmente se refiere a la media o a la distancia modal.

c) Persistencia

Es la extensión superficial, medida según la dirección del plano. Este es uno de los parámetro más importantes, ya que influyen en los mecanismos de rotura en los taludes mineros, así planos de debilidad persistentes determinaran roturas con control estructural, y discontinuidades poco persistentes darán lugar a la presencia de puentes de rocas, en este caso la rotura de los taludes se puede dar a través de la

rotura de las discontinuidades y estos puentes de roca (Yahdi, 2016).

Además la persistencia, el espaciamiento, la orientación y el número de familias de discontinuidades determinan el tamaño y forma de los bloques de roca en el macizo rocoso (Gonzales de Vallejo & Ferrer, 2004).

d) Resistencia de las paredes de las discontinuidades

La resistencia compresiva de la pared de las discontinuidades (JCS) influye en su resistencia al corte, esta resistencia pueden ser aproximada en campo mediante el uso del martillo de geólogo. Esta resistencia estará comprendida entre R_0 y R_6 según la tabla de clasificación (ISRM, 1981) como se muestra en la tabla 2.2, o empleando el martillo de Schmidt o Esclerómetro directamente sobre la discontinuidad (Gonzales de Vallejo & Ferrer, 2004) como se observa en la figura 2.2.

clase	descripción	Identificación de campo	Aproximación al rango de resistencia a compresión simple(MPa)
R_0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña	0.25 – 1.0
R_1	Roca muy blanda	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo. Con una navaja se talla fácilmente	1.0 – 5.0
R_2	Roca blanda	Se talla con dificultad con una navaja. Al golpear con la punta del martillo se producen pequeñas marcas	5.0 - 25
R_3	Roca moderadamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo	25 - 50
R_4	Roca dura	Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla	50 - 100
R_5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla	100 - 250
R_6	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas	> 250

Tabla 2.2 Criterios para estimar la resistencia a la compresión simple en campo (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004).

El valor promedio de los valores de rebote medidos en un punto, junto con el valor de la densidad de la roca se correlacionan mediante el ábaco de Miller (figura 2.2) para obtener el valor de la resistencia a la compresión de las paredes de las discontinuidades (JCS), en discontinuidades sanas esta resistencia será la misma que de la roca

intacta, este no siempre es el caso ya que generalmente estas se encuentran intemperizadas.

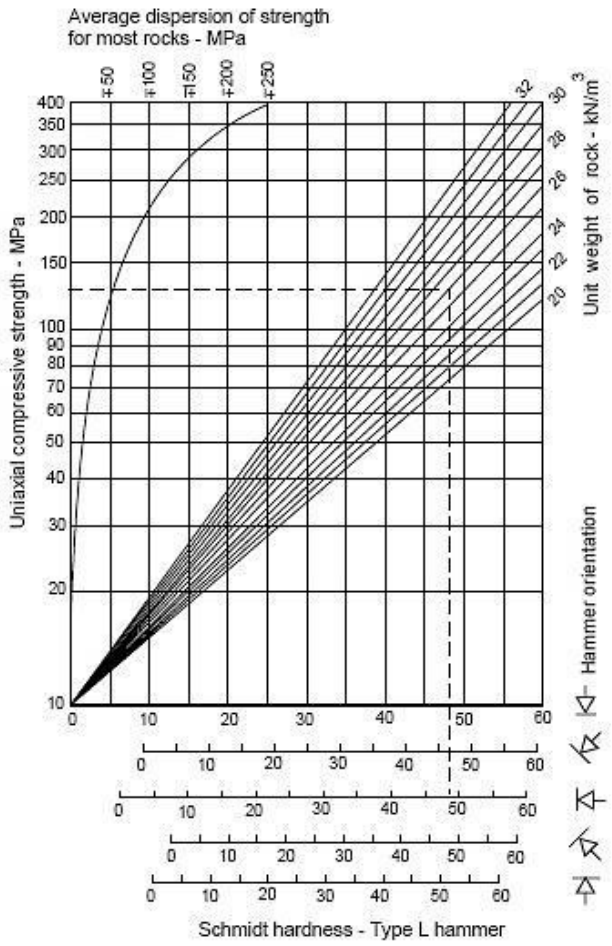


Figura 2.2 Abaco de Miller para determinar la resistencia a la compresión empleando el martillo de Schmidt tipo L (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004).

e) Rugosidad

La principal finalidad de este parámetro es determinar el grado de asperezas en la discontinuidad y de esta manera poder evaluar su resistencia al corte, esta rugosidad puede ser determinado mediante perfiles de rugosidad como el mostrado en la figura 2.3 Esta también puede ser determinado mediante el ensayo conocido como Tilt test en el cual se emplean muestras de roca o testigos de perforación diamantina

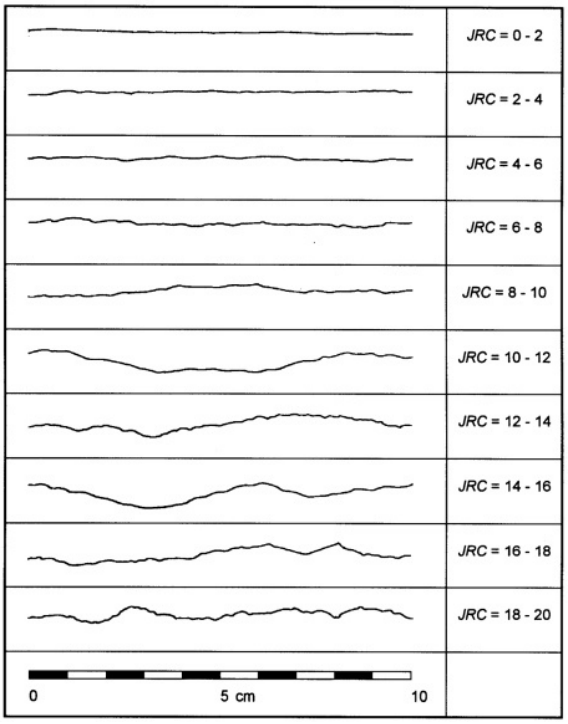


Figura 2.3 Perfil de rugosidad y su valor JRC correspondiente (Barton y Choubey, 1977).

para determinar el ángulo de inclinación $(\propto)$ al momento que la muestra se desliza sobre la otra (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004).

$$JRC = \frac{\propto \ -\emptyset_r}{log\left(\frac{JCS}{\sigma_n}\right)}$$

Donde $\emptyset_r$ es el ángulo de rozamiento residual

$$\sigma_n = \gamma h cos^2 \alpha$$

h= espesor del bloque encima del plano de discontinuidad(m)

γ = densidad de la roca (KN/m3)

JCS es la resistencia a la compresion de las paredes de la discontinuidad.

f) Abertura

Es la distancia perpendicular entre las paredes de la discontinuidad. En discontinuidades abiertas, estas facilitan el movimiento del agua, la intemperización y afecta la resistencia del macizo rocoso.

g) Relleno

Es el material que separa las paredes contiguas de la roca que normalmente presenta mayor debilidad que la propia roca. Estas pueden ser de naturaleza distinta a la de las paredes de roca que lo contienen (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004) por lo que determinar su resistencia es importante. Cuando su espesor es tal que la rugosidad de las paredes de discontinuidades no entra en contacto, la resistencia al corte de la discontinuidad es la resistencia de este material de relleno.

Esta resistencia puede estimarse de la misma manera que la resistencia de las paredes de la discontinuidad (Gonzáles de vallejo & Ferrer, 2004).

h) Filtraciones

Indica la existencia de agua en las discontinuidades. Esta característica puede ir desde un rango de seco a flujo continuo. La presencia de agua

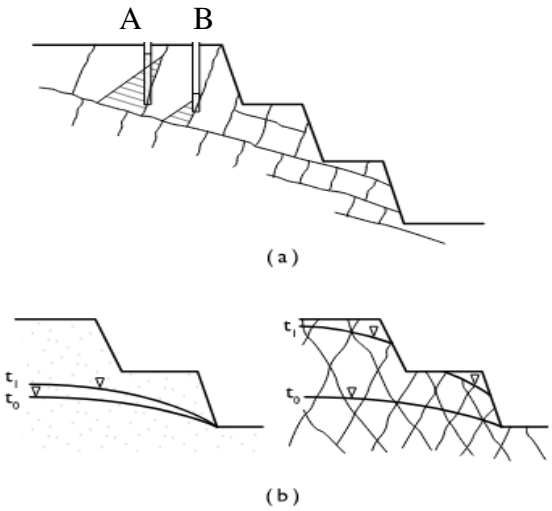


Figura 2.4 Flujo de agua en taludes rocosos. (a) diferencia de presiones de los fluidos en discontinuidades adyacentes, (b) comparacion de la transicion en el nivel freatico en taludes, porosos como en taludes de suelos(izquierda) y con baja porosidad como en taludes rocosos(derecha) (Patton & Deere, 1971).

disminuye la resistencia al corte de las discontinuidades debido a la presión que ejerce el fluido sobre la discontinuidad, esta presión actúa de

manera perpendicular a la superficie de discontinuidad disminuyendo el esfuerzo normal efectivo sobre el plano de discontinuidad.

De acuerdo con Patton & Deere (1971) en macizos rocosos muy fracturados la presión que ejerce el fluido sobre el macizo rocoso puede ser tratado de manera similar a taludes de suelos. En los macizos rocosos la presión que ejerce el fluido puede variar de una discontinuidad a otra, así en la figura 2.4(a) el nivel del agua en el piezómetro B es menor que en el piezómetro A por lo que la fuerza que actúa de manera perpendicular en la discontinuidad A debido a la presión hidrostática del fluido es mayor que en B.

Además debido a la menor porosidad de los macizos rocos los cuales son extremadamente pequeños (0 - 10%) en comparación con los suelos (20-50%), el nivel freático en taludes rocosos fracturados tiende a fluctuar más rápido como respuesta a las lluvias en comparación a taludes de suelos (figura 2.4 b). La presión de poro incrementa por lo tanto más en taludes rocosos que en taludes de suelos, por lo que la capacidad potencial de las lluvias como mecanismos que posibilitan roturas en taludes es mayor en taludes rocosos (HWB, s.f.).

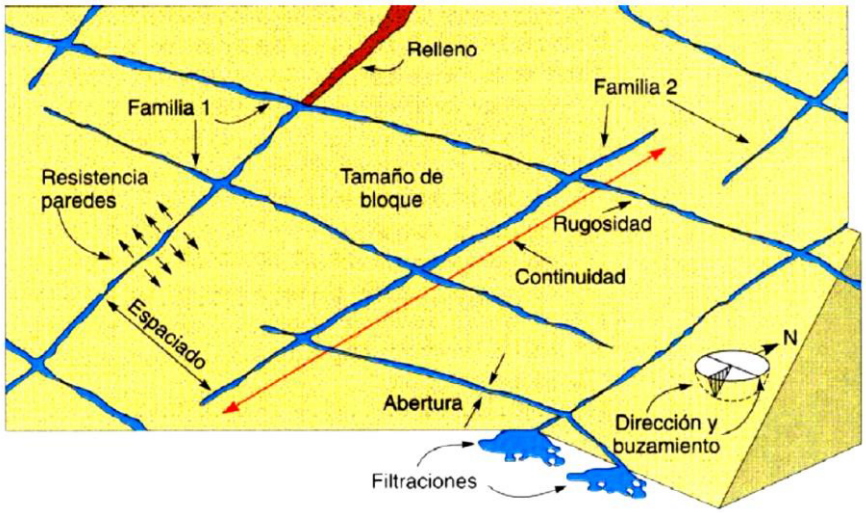


Figura 2.5 Propiedades de las discontinuidades (Hudson, 1989).

2.2.2.2 Sistemas de clasificación de macizos rocosos y discontinuidades

Los sistemas de clasificación de macizos rocosos fueron creados inicialmente para proveer un procedimiento empírico que permita recomendar un sistema de sostenimiento para túneles y excavaciones subterráneas, luego estas mismas o modificaciones de estas son empleadas también para evaluar excavaciones superficiales (Slob, 2010). La valoración de los parámetros considerados por estos sistemas dan como resultado un índice numérico que permite evaluar la calidad del macizo rocoso, todos los posibles valores de este índice constituyen el rango de variación del índice de calidad, este rango es subdividido a su vez en intervalos denominados clase de roca, en base al comportamiento esperado se proponen sistemas de sostenimiento para cada una de las clases de roca y se calculan parámetros para ser utilizados durante su diseño (Muñoz & Gonzales de Vallejo, 1987). Estos sistemas de clasificación, incorporan de alguna manera información de las discontinuidades, por lo que son importantes para la clasificación del macizo rocoso.

Entre los principales sistemas de clasificación de macizos rocosos se tienen los siguientes:

a) Rock Mass Rating(RMR)

Propuesto por Bieniawski en 1973 con actualizaciones en 1979 y 1989, considera cinco parámetros geológicos más una corrección como se observa en la figura 2.6 (Hoek et al., 1995).

El RQD (Rock Quality Designation) fue desarrollado como un medio para determinar el grado de fracturamiento del macizo rocoso a partir de testigos de perforación diamantina este es determinado mediante la ecuación

$$RQD(\%) = \frac{\sum longitud\ de\ piezas\ del\ testigo \geq 10cm}{longitud\ total}\ 100\%$$

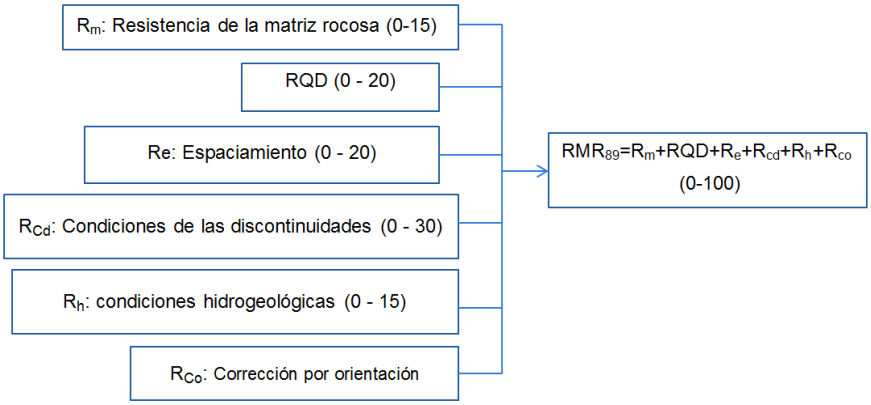


Figura 2.6 Parámetros considerados en la evaluación del índice RMR.

El índice RQD puede obtenerse a partir de afloramientos rocosos mediante las ecuaciones (Gonzáles de Vallejo & Ferrer, 2004).

$$RQD = 115 - 3.3\,J_V \quad \text{Para } J_V > 4.5$$

$$RQD = 100 \quad \text{Para } J_V \leq 4.5$$

RQD (%)	Calidad
0 - 25	Muy mala
25 - 50	mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	excelente

Tabla 2.3 Clasificación del macizo rocoso por su RQD.

Este índice toma valores entre 0 a 100, siendo subdivididos en cinco clases de roca, desde muy mala a muy buena, Las propiedades mecánicas Cohesión y ángulo de rozamiento para las diferentes clases de roca en el macizo rocoso, son obtenidas de la siguiente tabla.

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión(KPa)	Angulo de rozamiento
I	Muy buena	81 - 100	> 400	> 45º
II	Buena	61 – 80	300-400	35º - 45º
III	Media	41 – 60	200-300	25º - 35º
IV	Mala	21 – 40	100-200	15º - 25º
V	Muy mala	< 20	< 100	< 15º

Tabla 2.4 Parámetros resistentes del macizo rocoso según su valoración de calidad RMR (Bieniawski, 1989).

Los parámetros considerados en esta clasificación se muestran en la siguiente tabla

Parámetros de clasificación y sus valoraciones									
parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	>10 Mpa	4 – 10 Mpa	2 – 4 Mpa	1 – 2 Mpa	Para este rango bajo es preferible ensayos de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250Mpa	100 – 250 Mpa	50 – 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5 – 25 Mpa	1 - 5 Mpa	<1 Mpa
	valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
	valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento entre discontinuidades		>2m	0.6 – 2m	0.2 – 0.6m	60 – 200mm	<60mm		
	valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficies muy rugosas, no continuas, cerradas, paredes rocosas sana	Superficies ligeramente rugosas, abertura<1mm paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeramente rugosas, abertura<1mm, paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo<5mm de espesor o abertura de 1 a 5mm Juntas continuas	Panizo suave>5mm de espesor o abertura>5mm Juntas continuas		
	valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud del túnel(l/m)	ninguno	<10	10 - 25	25 - 125	>125		
		Presión de agua/esfuerzo principal mayor	0	<0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	>0.5		
		Condición general	Completamente seco	húmedo	mojado	goteo	flujo		
	valoración		15	10	7	4	0		

Tabla 2.5 Parámetros y valoración para la clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).

El ajuste debido a la orientación de las discontinuidades es realizado mediante la siguiente tabla

B. Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades						
Orientaciones rumbo y buzamiento		Muy favorable	favorable	regular	desfavorable	Muy desfavorable
valoraciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	taludes	0	-5	-25	-50	

Tabla 2.6 Corrección por orientación RMR (Bieniawski, 1989).

b) Q (sistema de clasificación Q)

El sistema NGI (Norwegian Geotechnical Institute) o sistema Q de Barton (1974), expresa la calidad del macizo rocoso en función de seis parámetros (NGI, 2015).

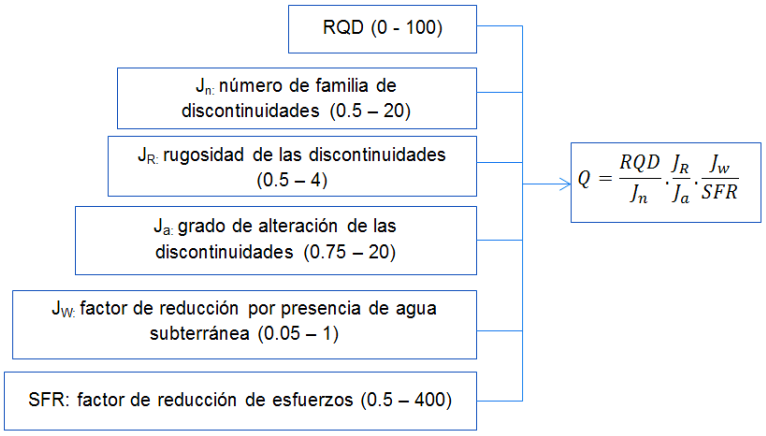


Figura 2.7 Parámetros considerados en la evaluación del índice Q.

Estos parámetros expresan tres factores principales:

$\frac{RQD}{J_n}$: Tamaño de los bloques de la matriz rocosa

$\frac{J_R}{J_a}$: Resistencia al corte entre bloques de la matriz rocosa

$\frac{J_w}{SFR}$: condicion de esfuerzos en el macizo rocoso

También considera el tipo de excavación, ESR (Excavation Support Rating) ESR: (0.5-5). Este índice toma un rango de valores de calidad

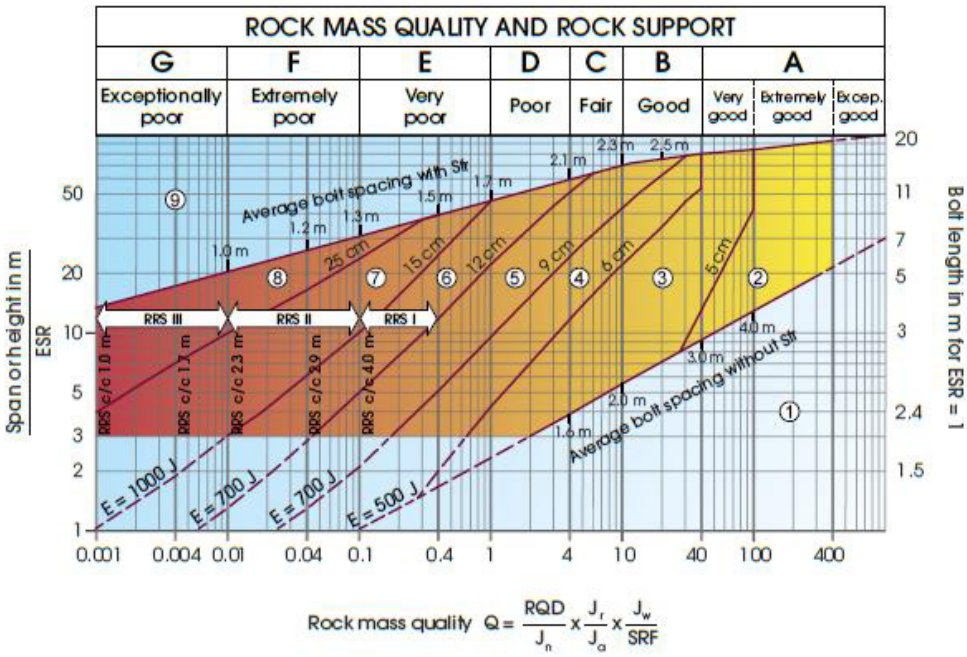


Figura 2.8 Categorías de clases de roca a partir del índice Q (NGI, 2015).

desde 0.001 a 1000, siendo subdivididos en 9 clases de rocas que van desde excepcionalmente Pobre a excepcionalmente Buena como se muestra en la figura 2.8.

El índice Q se relaciona con el índice RMR mediante la siguiente ecuación

$$RMR_{89} = 9 \ln Q + 44$$

c) Geological Strength Index (GSI)

El índice geológico de resistencia es un sistema de clasificación de macizos rocosos a partir de observaciones hechas en campo, este índice

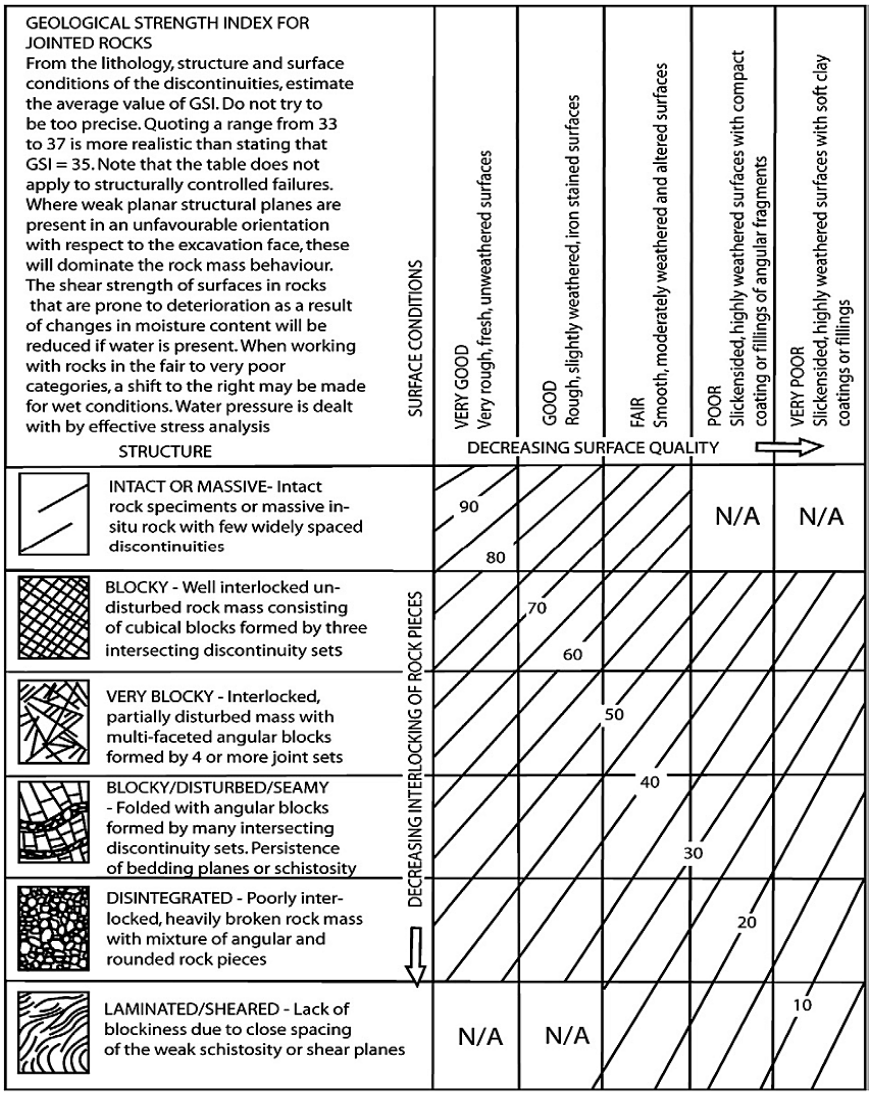


Figura 2.9 Índice geológico de Resistencia (Marinos et al., 2007).

toma en cuenta para la clasificación, la estructura del macizo rocoso y las condiciones de la superficie de las discontinuidades, la intersección de estas dos propiedades en la cartilla permite obtener el valor GSI.

El valor de este índice junto con la constante del material rocoso y su resistencia a la compresión uniaxial son empleados como entradas en el criterio generalizado de rotura de Hoek-Brown para determinar las propiedades del macizo rocoso.

La relación de este índice con el RMR de Bieniawski está dada por la siguiente ecuación:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

2.2.2.3 Taludes en minería a cielo abierto

El principal objetivo de todo proyecto minero es lograr el mayor beneficio económico, en minería a cielo abierto donde se realizan grandes excavaciones esto se logra removiendo la menor cantidad de material estéril al momento de extraer el mineral, por lo que el ángulo del talud debe ser el mayor posible (Rausch et al., 1963). La disminución en el ángulo del talud significa un aumento en porcentaje de volumen de estéril a ser removido, el cual tiene un impacto sobre el costo total del proyecto, por lo que es importante en la etapa de diseño determinar el ángulo del talud de manera que este sea económicamente factible y a la vez seguro.

Figura 2.10 Mina Chuquicamata, Chile 1.35 Km de profundidad (izquierda), Mina Bingham en Utah, USA 1.3 Km (Cueva, 2015).

Muchas minas alcanzan grandes alturas en el talud global como la mina Chuquicamata (figura 2.10) con una altura de talud global de 1350 m, Mina Bingham en Utah, USA con 1300m, etc. (Cueva, 2015). El aumento de la profundidad de la excavación, aumenta el riego de inestabilidad, además el procesado de minado es un proceso iterativo, en el cual se van creando nuevos bancos, el proceso requiere de voladura el cual afecta al macizo rocoso desmejorando las condiciones de estabilidad, causando a su vez cargas dinámicas sobre el talud y fracturamiento de la roca detrás de la cara del talud, perdiendo cohesión y aumentando el potencial de ingreso de agua, lo cual desmejora aún más su estabilidad (Stacey, 2001), lo que puede dar lugar a roturas a nivel de banco, inter rampa o talud global, por lo que el monitoreo de su estabilidad debe ser realizada de manera continua.

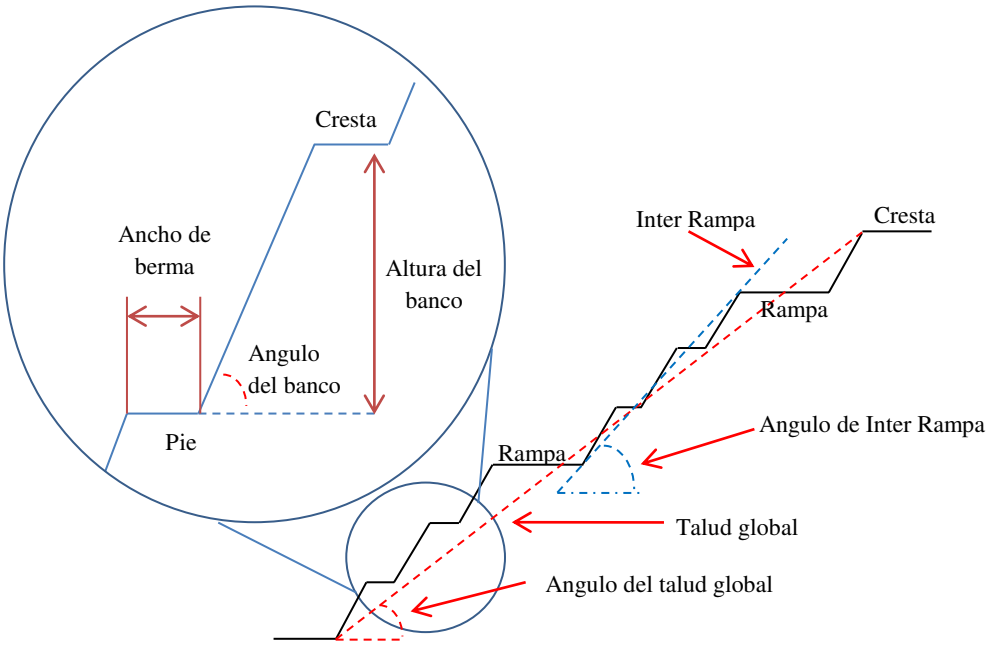


Figura 2.11 Parámetros geométricos de un talud en minería a cielo abierto (modificado de Safe Work Australia, 2011).

En los últimos años el avance de la tecnología permite el monitoreo de desplazamientos en el talud con precisión milimétrica tales como los

radares de talud, el monitoreo de determinados parámetros geotécnicos mediante sensores (instrumentación geotécnica), transmisión inalámbrica de estos datos (WiFi). El aumento de la potencia de procesamiento de las computadoras ha llevado al desarrollo de software que permite mapeo digital de discontinuidades sobre modelos digitales 3D (modelos estructurales 3D), análisis granulométrico del material resultante de la voladura de manera automática con software tan populares como Split (desarrollado por Split Engineering LLC).

2.2.2.3.1 Mecanismos de rotura en taludes mineros

Según Patton & Deere (1971) los tipos de rotura en taludes según el control estructural, Intensidad de fracturamiento y escala de la rotura pueden clasificarse en tres tipos:

a) Roturas locales (Tipo I)

Son aquellas roturas que involucran un solo banco, en este caso la masa rocosa falla a lo largo de uno o más discontinuidades, siendo la distancia vertical de esta rotura menor que la altura de un banco.

b) Roturas a mayor escala (Tipo II)

Son aquellas controladas por discontinuidades persistentes como planos de estratificación, fallas, familias de discontinuidades, superficies de contacto litológico, estos involucran un mayor volumen de masa rocosa a deslizarse, por lo que esta condición geológica es más peligrosa que las roturas locales.

c) Roturas en zonas con rocas fracturadas y descompuestas (Tipo III)

Este tipo de rotura se da en taludes que se encuentran con amplias zonas de falla en el cual el material rocoso ha sido intensamente fracturado y descompuesto, este tipo de materiales puede no fallar hasta que la excavación alcance una determinada profundidad.

Como se observa en la figura 2.12 en macizos rocosos competentes las roturas en el talud están controlados principalmente por la resistencia de las discontinuidades, así las roturas de tipo I y II son roturas controladas estructuralmente con roturas a diferentes escalas, mientras que la rotura de tipo III son roturas sin control estructural, en este caso la rotura es controlado por la resistencia del macizo rocoso. La transición entre la condición de rotura con control estructural a rotura sin control estructural implica una disminución del RQD en el macizo rocoso, por lo que la clasificación geomecánica RMR también disminuye.

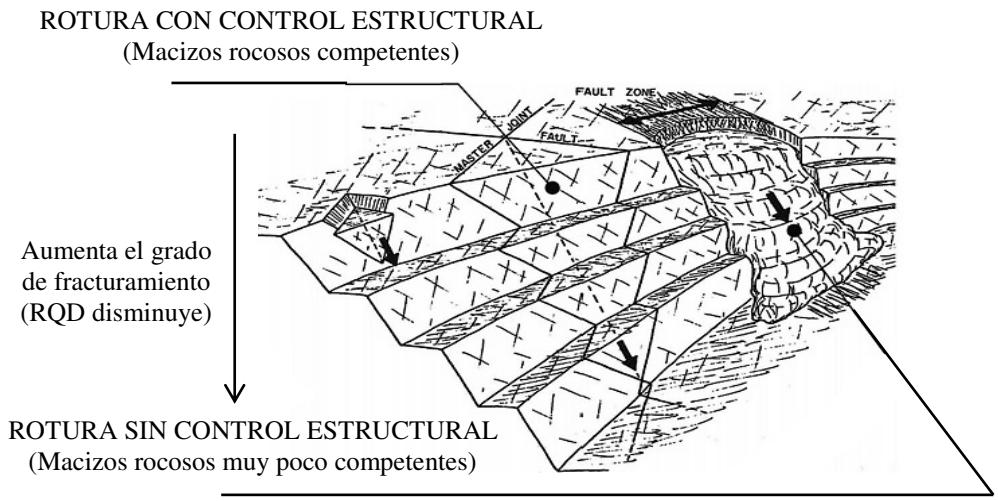


Figura 2.12 Tipos de rotura en taludes de minas a cielo abierto (modificado Patton & Deere, 1971).

A los mecanismos de rotura controlados estructuralmente y sin control estructural, algunos autores como Karzulovic (2005) citado en Yahdi (2016) sugieren un tercer mecanismo de rotura el cual es parcialmente controlado por las estructuras.

a) Mecanismos de rotura controlados estructuralmente

Los principales mecanismos de rotura son las roturas planas, en cuña y por vuelco.

- **Rotura plana**

La rotura ocurre cuando algún plano de debilidad (discontinuidad) buza hacia el talud en ángulo menor que la del talud, pero mayor que el ángulo de rozamiento del plano de discontinuidad como se observa en los círculos A y B de la siguiente figura.

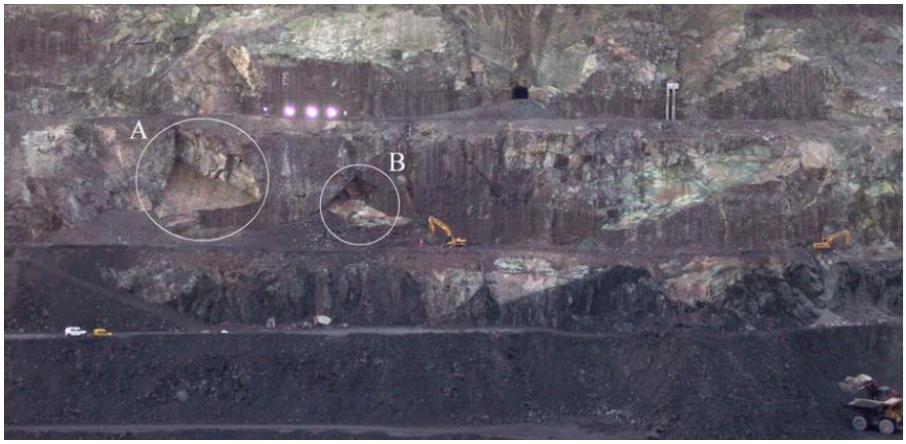


Figura 2.13 Roturas planas mostradas encerradas en los círculos A y B en la mina Tellenes, Noruega (Nilsen, 2016).

En un análisis cinemático, la zona de riesgo para roturas planas es la zona resaltada en rosado como se muestra en la figura 2.14 de modo que los planos cuyos polos caen en esta zona representan planos con riesgo

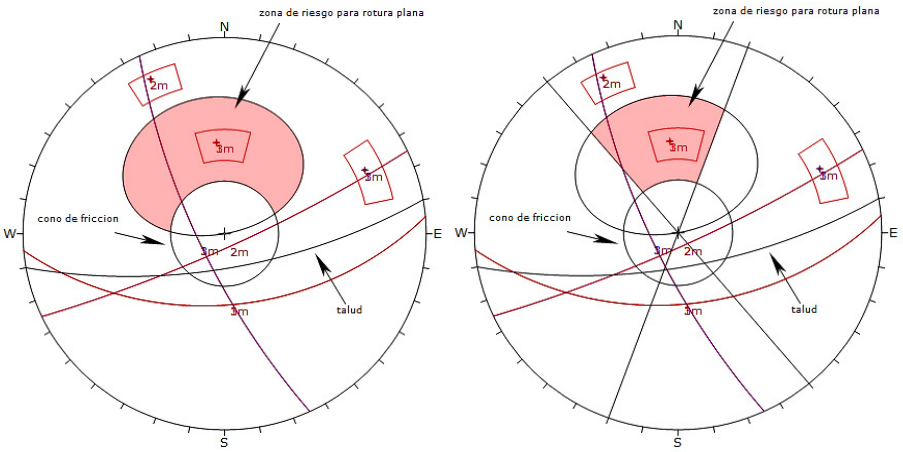


Figura 2.14 Análisis cinemático de roturas planas en un talud hipotético realizado con Dips. Considerando toda la envolvente de afloramiento (izquierda), y considerando un límite +/-30 la dirección del talud (derecha), en la figura se observa riesgo de rotura plana.

de rotura plana. A la izquierda se considera todas las discontinuidades que buzan en la dirección de la cara del talud cinematicamente viables, dentro de la envolvente de afloramiento (daylight envelope), sin embargo en la práctica este tipo de rotura solo se dará si la dirección de las discontinuidad es +/- 20 o 30 grados la dirección del talud (derecha) (Kinan & Maan, 2016; rocscience, 2018; Saliu & Shehu, 2014).

- **Rotura en cuña**

La rotura en cuña ocurre cuando dos planos de discontinuidad se intersectan para formar una cuña, para que la rotura por cuña ocurra, la línea de intersección de la cuña debe buzar hacia el talud en una inclinación menor que la inclinación del talud pero mayor que el ángulo de rozamiento efectivo de los planos, además la dirección de la línea de intersección debe estar dentro de +/- 45° la dirección de buzamiento del talud (Kinan & Maan, 2016).

Figura 2.15 Rotura en cuña encerrada en el círculo en la mina Tellenes, Noruega (Nilsen*, 2016*).

En el análisis cinemático la zona crítica principal es zona en rosado dentro del cono de fricción (figura 2.16) de modo que la intersección de los planos de discontinuidad que se hallan en esta región satisface las condiciones para una posible rotura en cuña.

Las zonas de color amarillo representa la zona crítica secundaria (figura 2.16) en la que la rotura se da mediante el deslizamiento siempre sobre uno de los planos de la cuña. A diferencia de la zona crítica principal en la que la cuña se desliza ya sea por uno de los planos o por ambos (rocscience, 2018; Saliu & Shehu, 2014).

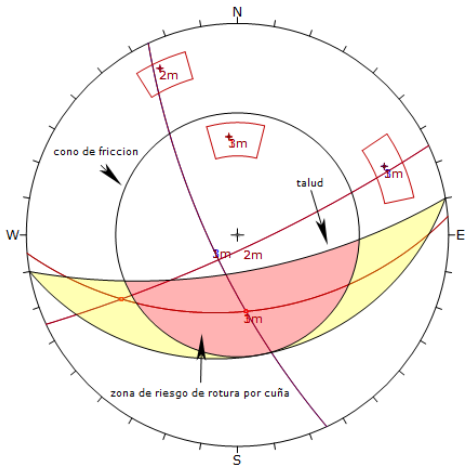


Figura 2.16 Análisis cinemático de roturas por cuña en un talud hipotético realizado con Dips. La zona rosada corresponde a la zona crítica para rotura por cuñas y la zona amarilla, la zona crítica secundaria de rotura por cuña, en la figura se observa riesgo de rotura por cuña.

- **Rotura por vuelco**

Se da en macizos rocosos que presentan planos de discontinuidades paralelos, tales como foliación , planos de estratificación, estos planos de debilidad presentan un buzamiento contrario al del talud, próximo a la

Figura 2.17 Formación de fractura por tensión y Rotura por vuelco en mina Chuquicamata (Hoek, 2009).

vertical, la rotura por vuelco solo se desarrolla cuando la dirección de las estructuras está dentro del +/- 20 de la dirección del talud. En el análisis cinemático la zona crítica esta resaltada en rosado (figura 2.18) de modo que los planos cuyos polos se ubican en esta zona tienen riesgo de

romperse por vuelco (Kinan & Maan, 2016; rocscience, 2018; Saliu & Shehu, 2014).

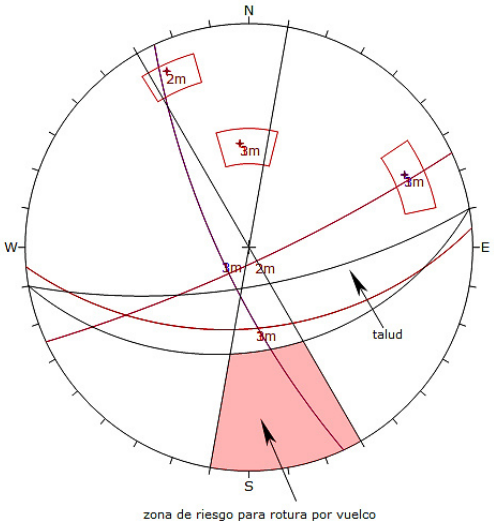


Figura 2.18 Análisis cinemático para rotura por vuelco en un talud hipotético. La zona rosada corresponde a la zona crítica para rotura por vuelco.

b) Mecanismos de rotura sin control estructural

Este tipo de rotura toma lugar a lo largo de una superficie aproximadamente circular, este modo de rotura es típico de los suelos, pero también se pueden presentar en taludes rocosos altamente fracturados como en zonas de falla o intensamente intemperizados, de tal

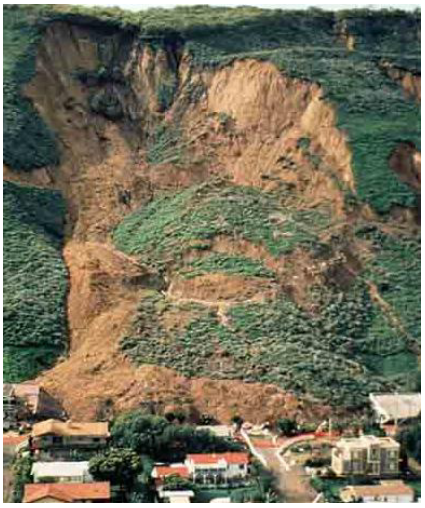


Figura 2.19 Rotura sin control estructural, California, USA (Schuter & Highland, 2001).

manera que el material que compone el talud sea considerado homogéneo e isotrópico. La rotura generalmente ocurre a lo largo de aquella superficie circular que ofrece menos resistencia.

El análisis de estabilidad suele ser realizado mediante métodos como Bishop Simplificado, Jambu, Morgenstern-Price, etc., estos se basan en el método de las rebanadas, en el cual consiste en dividir el macizo rocoso potencialmente deslizante en rebanadas verticales, calculándose el equilibrio de cada rebanada y posteriormente el equilibrio global para determinar el factor de seguridad.

Otro método empleado para el análisis de estabilidad es el empleo de los ábacos de Hoek y Bray (1981) citado en (Stacey, 2001), este consiste de cinco ábacos que representan diferentes condiciones de agua subterránea. Este método permite calcular el factor de seguridad de una manera muy rápida.

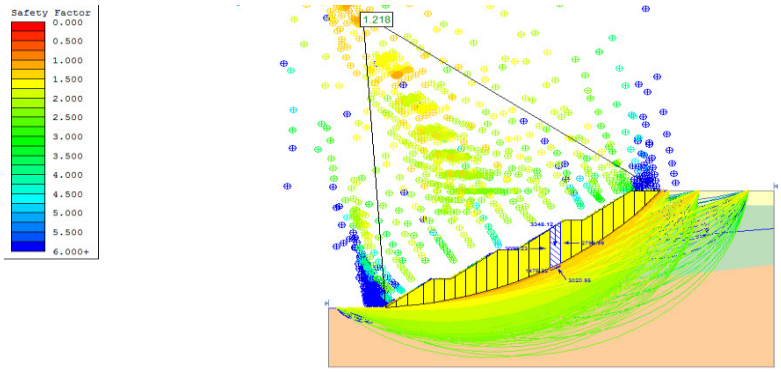


Figura 2.20 Análisis de estabilidad por medio del método de Bishop Simplificado realizado con Slide.

c) Mecanismos de rotura parcialmente controlados por estructuras

Hoek et al. (2000) citado en Yahdi (2016) menciona que en taludes a gran escala los dos mecanismos de rotura mencionado a anteriormente no son suficiente para analizar la estabilidad de grandes taludes, en cual probablemente la falla ocurre como una interacción de varios mecanismos de rotura como se observa en la figura 2.21, donde la rotura envuelve rotura controladas estructuralmente, sin control estructural y parcialmente

controlada por las estructuras donde la rotura implica la rotura de puentes

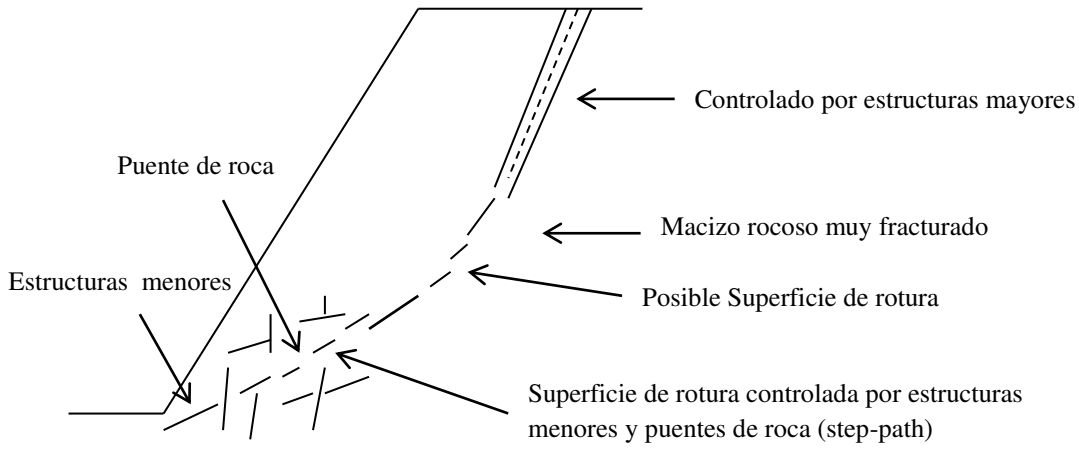


Figura 2.21 Superficie de rotura a gran escala en talud envolviendo diferentes mecanismos de rotura (Yahdi, 2016).

de roca, por lo que estos puentes de rocas juegan un rol Importante en la estabilidad del talud como menciona Dight (2006) citado por Yahdi (2016). Estos mecanismos de rotura son difíciles de predecir.

2.2.2.3.2 Métodos convencionales para recolectar datos de discontinuidades

El análisis de estabilidad del macizo rocoso requiere de la recolección de datos de las discontinuidades en campo. Los métodos tradicionales para recoger estos datos incluyen Scanline, Window Sampling.

a) Scanline (Priest, 1993; Slob, 2010)

Scanline o línea de muestreo, es una técnica de muestreo unidimensional de discontinuidades, esta consiste en registrar las propiedades y posición de intersección de todas aquellas discontinuidades que intersectan una línea de muestreo, el cual puede ser imaginaria o estar dibujada sobre la zona del macizo rocoso en estudio.

La longitud de la línea de muestreo debe ser elegida de acuerdo al tamaño medio de los bloques en el macizo rocoso, macizos rocosos muy fracturados requieren líneas de muestreo menores que macizos rocosos masivos. La longitud de la línea de muestreo debe ser al menos cincuenta veces el espaciamiento medio de las discontinuidades, esto permite estimar la frecuencia de las discontinuidades con un razonable grado de precisión (Priest & Hudson, 1976), Priest (1993) recomienda que la línea de muestreo debe contener entre 150 y 350 discontinuidades, de los cuales alrededor del 50% debe tener una terminación visible.

La orientación de la línea de muestreo debe ser elegida de tal manera que intersecte la mayor cantidad de discontinuidades, de esta manera se minimiza error debido a la preferencia por alguna orientación debido al muestreo lineal, este error es introducido cuando la superficie de las discontinuidades son casi paralelas a la línea de muestreo que intersectan, provocando un menor muestreo de estas discontinuidades (sesgó), esto a su vez afecta el espaciamiento medio, por lo que se debe aplicar una corrección, como el propuesto por Terzaghi (1965).

Para minimizar este efecto, las líneas de muestreo deberán ser preferentemente perpendiculares a las principales familias de discontinuidades.

b) Windows sampling

Window sampling o mapeo por celdas es una técnica de muestreo bidimensional, en el que se evalúan las características de todas las discontinuidades presentes en un área de muestreo determinada, esta área es definida como un rectángulo el cual debe ser lo más grande posible, para minimizar el sesgo por muestreo (Priest, 1993).

2.2.2.4 Representación de las discontinuidades

Los datos de las discontinuidades recolectadas en campo deben ser analizados para determinar la orientación de los sistemas o familias de discontinuidades encontradas en el macizo rocoso, para ello estas

discontinuidades consideradas como superficies planas, y representadas mediante su dirección de buzamiento y buzamiento (Dip direction /dip), son analizadas mediante sus vectores normales unitarios (norma del vector igual a uno) positivos (figura 2.22).

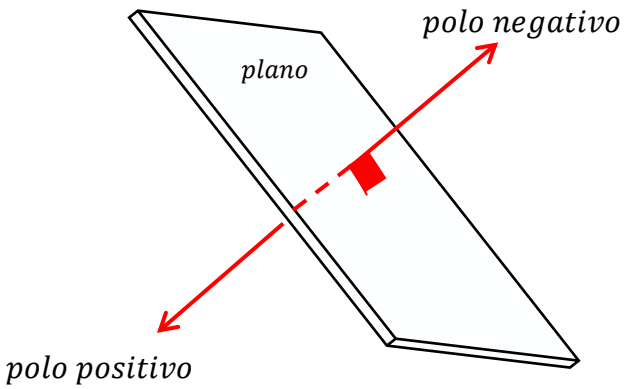


Figura 2.22 Plano y su respectivo vector normal (polo).

La orientación en el espacio de este vector unitario es realizado mediante un sistema de referencia 3D en el cual el eje Z positivo está dirigido hacia abajo en este trabajo, por lo que los vectores con componente z este sentido son considerados positivos, siendo esta la forma natural como se

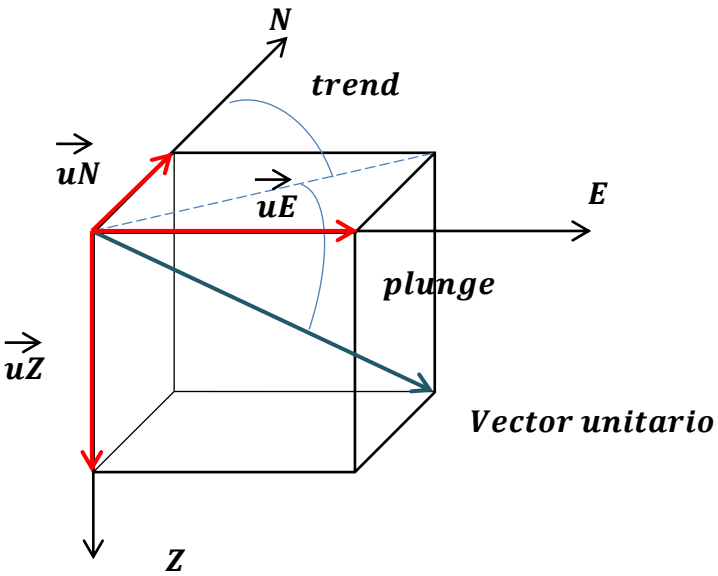


Figura 2.23 Sistema de referencia adoptado mostrando los ejes positivos y la orientación del vector unitario (polo positivo) en términos de trend y plunge (Diederichs, 1990).

toman los datos en campo con brújula. En la figura (2.23) se observa la disposición de los ejes positivos del sistema de referencia adoptado y la orientación del vector unitario en este sistema referida en términos de trend y plunge.

El trend, es el ángulo horizontal medido entre el norte y la dirección positiva del vector normal o polo medido en sentido horario, este es equivalente al azimut del vector, y el plunge es el ángulo que forma el vector medido hacia abajo desde un plano horizontal.
Estos vectores unitarios pueden ser expresados en términos de sus cosenos directores μN, μE, μZ. (Diederichs, 1990).

$$Vector\ unitario = \begin{bmatrix} uE \\ uN \\ uZ \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \text{seno (trend)coseno(plunge)} \\ \text{coseno (trend)coseno(plunge)} \\ \text{seno (plunge)} \end{bmatrix}$$

De tal manera que

$$\mu E^2 + \mu N^2 + \mu Z^2 = 1$$

Estos vectores unitarios, vistos como vectores posición en un sistema de referencia 3D, describen una esfera unitaria, esfera de referencia, del cual se considera en este trabajo la semiesfera inferior para efectos de proyección estereográfica.

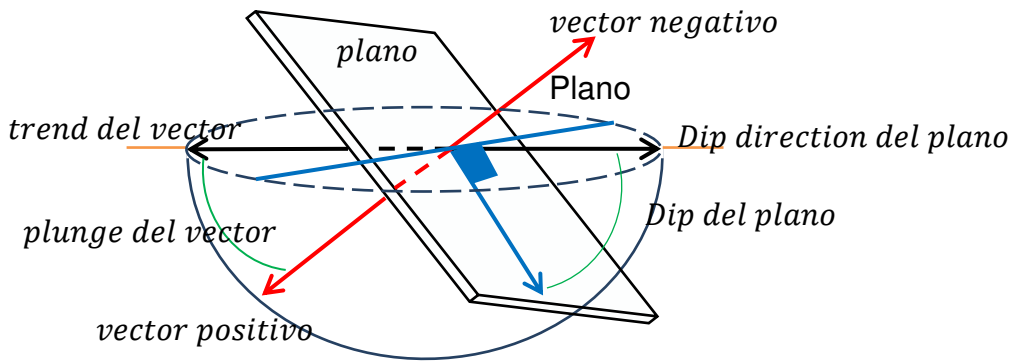


Figura 2.24 Relación entre el vector normal y el plano (Diederichs, 1990).

La relación del plunge y trend del vector normal unitario con el dip y dip direction de su respectivo plano de discontinuidad es mostrada en la figura 2.24, esta relación es expresada mediante las siguientes ecuaciones:

$$\text{Plunge del vector } = 90° - \text{ Dip del plano}$$
$$\text{Trend del vector } = \text{Dipdirection del plano } + 180°$$

La relación del trend y el plunge del vector normal unitario con el azimut y buzamiento de su respectivo plano de discontinuidad está dada por las siguientes ecuaciones:

$$\text{azimuth } = \text{Trend del vector } + 90°$$
$$\text{buzamiento} = 90° - \text{ Plunge del vector}$$

2.2.2.5 Representación de la orientación de las discontinuidades

Es común para los ingenieros geólogos el análisis de las discontinuidades mediante proyecciones estereográficas, estas son representaciones en diagramas 2D de la orientación de las discontinuidades en un sistema de referencia 3D. Estas representaciones permiten analizar y reconocer regiones estadísticamente homogéneas. Esta técnica se basa en el concepto de esfera unitaria de referencia, en el que se asume que los

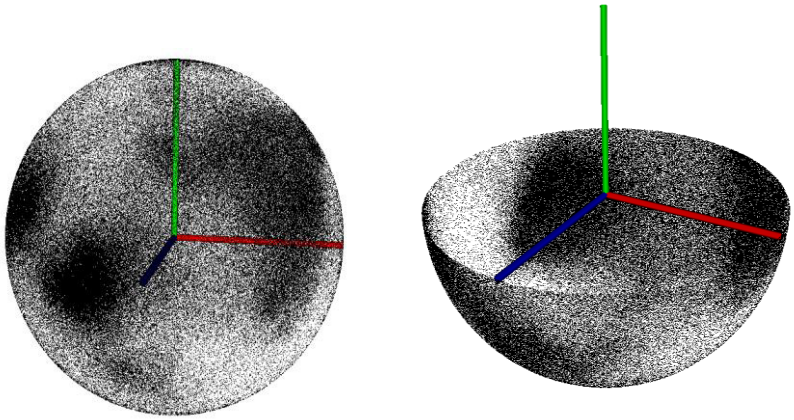


Figura 2.25 Esfera unitaria de referencia (izquierda) y semiesfera inferior (derecha) para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa.

planos pasan por su centro, y cuyos vectores normales unitarios tienen su origen en el centro. En la figura 2.25 se observa la esfera unitaria de referencia para el talud ubicado en el distrito de Socabaya, Arequipa, los puntos representan la intersección de los vectores unitarios con una esfera de radio unitario. En esta tesis el análisis de la orientación es realizado completamente sobre la esfera, los cuales serán vistos más adelante y para efectos de proyección se trabaja con la semiesfera inferior como se muestra en la figura 2.25, en el cual el eje de color verde representa el eje z negativo (de acuerdo a sistema adoptado). Los tipos de proyecciones estereográficas implementados en lenguaje de programación C++ en esta tesis para mostrar los resultados de esta metodología son las proyecciones Equiareal o proyección de Schmidt y la proyección Equiangular.

2.2.2.5.1 Proyección Equiareal

En este método, los puntos que representan a los vectores normales, círculo mayor y círculo menor en la semiesfera inferior son rotados mediante un arco circular, centrado en el nadir de la esfera, a un plano horizontal tangente a la base de la esfera (Diederichs, 1990).

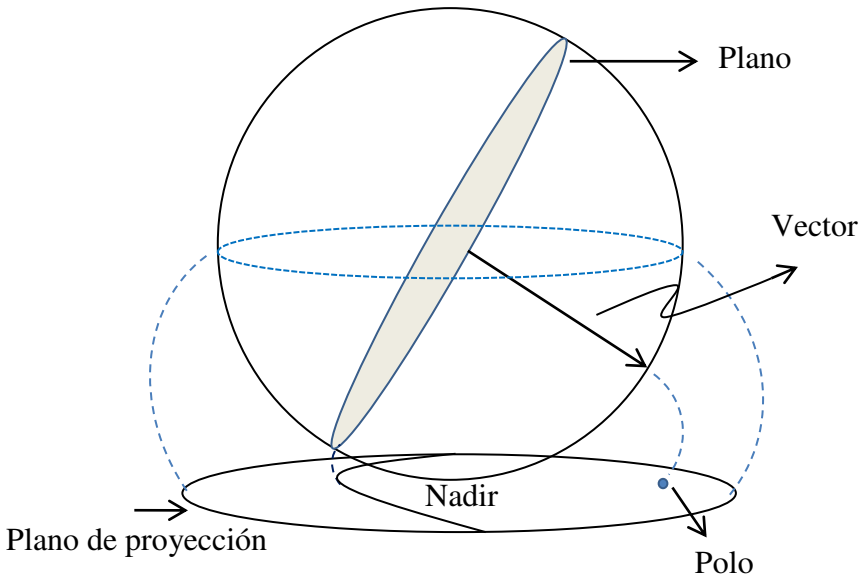


Figura 2.26 Proyección equiareal (modificado de Diederichs, 1990).

La proyección de los vectores normales en la esfera de referencia mediante este método está dada por la siguiente relación geométrica.

punto	X	Y
(x, y)	$x = \frac{\sqrt{2}}{\sqrt{1-uZ}} uX$	$Y = \frac{\sqrt{2}}{\sqrt{1-uZ}} uY$

Tabla 2.7 Relación geométrica en la proyección equiareal (Lambert azimuthal equal-area projection, s.f.).

Donde uX, uY, uZ son cosenos directores.

2.2.2.5.2 Proyección Equiangular

Este método de proyección preserva la relación angular entre los vectores unitarios.

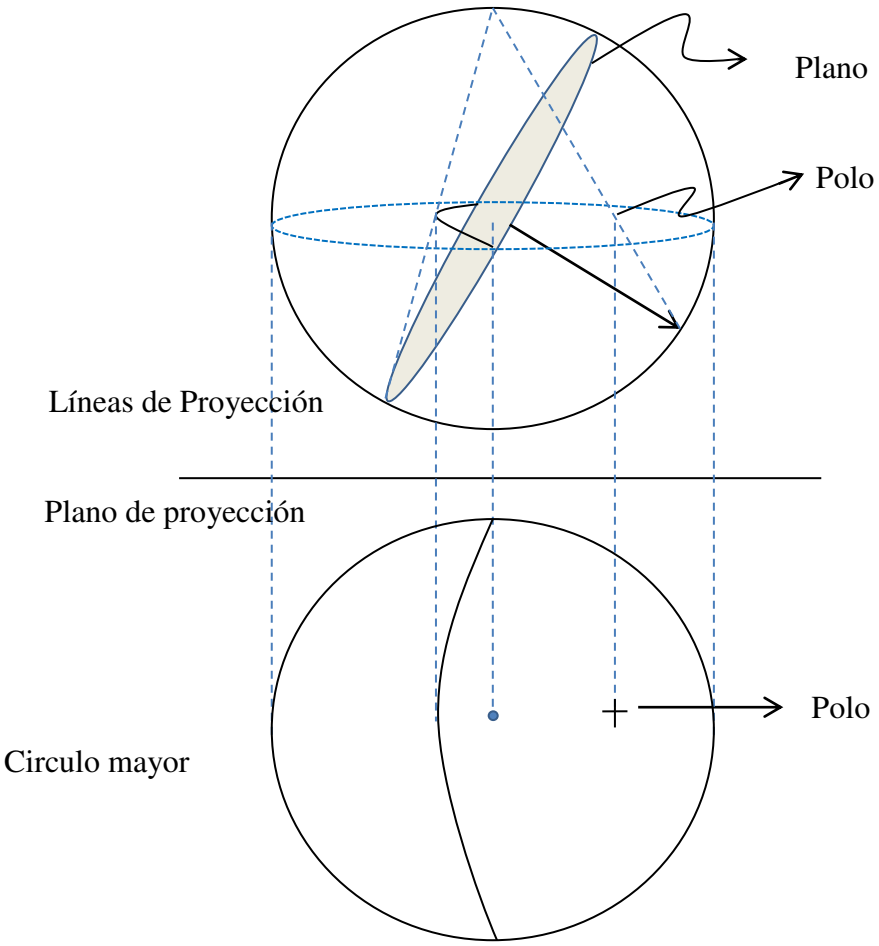


Figura 2.27 Proyección estereográfica equiangular (Diederichs, 1990).

Las figura 2.27 y figura 2.28 muestran la relación entre el vector normal unitario (polo) a un plano de discontinuidad y su respectiva representación en proyección estereográfica equiangular.

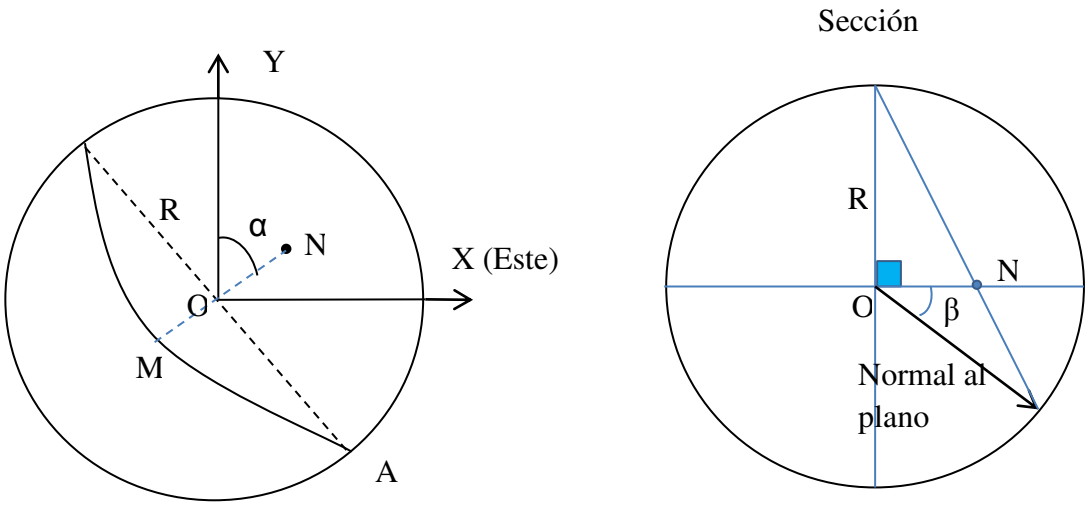


Figura 2.28 Relación geométrica en la proyección equiangular (Diederichs, 1990).

La relación matemática en este método de proyección es la siguiente

punto	X	Y
N	Rsen α tan(45- β/2)	Rcosα tan(45- β/2)
A	Rcosα	-Rsen α
M	-Rsen α tan(β/2)	-Rcos α tan(β/2)

Tabla 2.8 Relación geométrica en la proyección equiangular (Diederichs, 1990).

2.2.2.5.3 Contornos de densidad

Dada una distribución de un gran número de datos sobre una proyección estereográfica, estos pueden ser resumidos a través de su contorno de densidad.

Existen diferentes técnicas para generar contornos de densidad como

Schmidt, Diggle &Fisher (1985), Kamb, etc. (Vollmer, 1995).

2.2.2.5.3.1 Método de Kamb modificado (Vollmer, 1995)

En muchos métodos de contorno de densidad, un círculo de conteo que comprende el 1% del área de proyección es empleado para estimar la densidad en cada nodo de una grilla regular superpuesta sobre el área de proyección, luego la grilla es contorneada en unidades de porcentajes de densidad de 1% de área. En estos métodos el contorno depende del tamaño de la muestra a contornear.

Kamb (1959) citado en Vollmer (1995) propone un método alternativo el cual reduce la influencia del tamaño de datos a contornear, en el cual los contornos representan la desviación estándar de la densidad esperada para una muestra aleatoria que sigue una distribución uniforme. Este método reduce el efecto del tamaño de la muestra sobre el contorno, lo que permite la comparación de clusters con diferentes tamaños de datos.

Kamb propone un método de contorno de densidad basado en estadística binomial. Una variable aleatoria que sigue un modelo binomial tiene una media (μ), y una desviación estándar (σ):

$$\mu = np$$

$$\sigma = [np(1-p)]^{1/2}$$

Donde n es el número de datos y p es la probabilidad de éxito para una muestra determinada. Si n datos son elegidos aleatoriamente de una población uniformemente distribuida sobre un área A, luego la probabilidad de que un dato dado se encuentre en una sub área de A esta dada por la siguiente ecuación:

$$p = {}^{a}/_{A}$$

Luego para áreas circulares, esta ecuación puede ser escrita como:

$$p = {r^2}/{R^2}$$

Donde r es el área del círculo de conteo.
Kamb selecciona un modelo de probabilidad binomial con:

$$E = \mu = 3\sigma$$

De manera que dada una muestra aleatoria de una población uniforme, el tamaño del círculo de conteo será tan grande que el conteo observado no fluctuara ampliamente del conteo esperado. De las ecuaciones anteriores se tiene que el radio del círculo de conteo será:

$$r = {3R}/{(n+9)^{0.5}}$$

La aproximación de Kamb no provee necesariamente una óptima estimación de la densidad, este puede suavizar la distribución con una fuerte orientación preferida, por lo que las siguientes modificaciones fueron sugeridas por Vollmer para controlar el proceso de contorneado

$$E = k\sigma$$

donde k es el conteo esperado en la desviación estándar, luego las ecuaciones para $'p'$ y $'r'$ puede ser escritos como:

$$p = {k^2}/{(n+k^2)}$$

$$r = {kR}/{(n+k^2)^{0.5}}$$

Cuando se estima la densidad es necesario determinar el número de datos dentro del elemento de conteo sobre la esfera, para una esfera de radio unitario el área del casquete esférico es determinado como:

$$a = 2\pi(1 - cos\theta)$$

Donde θ es el ángulo definido por el cono sobre la esfera.

En un conteo a cada dato dentro de un elemento se le asigna un peso, w, de 1, mientras a los que se encuentran fuera se les asigna un peso de 0

$$w = 1 \ \ (x \leq a)$$

sobre el área de un casquete esférico, a, donde x es el área de un casquete centrado en la misma posición que el dato contado sobre este perímetro.

Una función sobre el inverso del área está dado por la ecuación

$$w = 2\,(1 - {}^{x}/_{a}) \ \ \ (x \leq a)$$

Un mayor suavizado es dado por la función

$$w = 3(1 - {}^{x}/_{a})^2 \ \ \ (x \leq a)$$

Los nodos de un grillado rectangular son proyectados sobre la esfera, esto cubre más de la mitad de la semiesfera, permitiendo a los contornos ser extendido más allá de los limites, donde serán recortados, luego el conteo de pesos es realizado en cada nodo de la grilla para realizar el contorneo, debido a que el conteo es una variable no continúa la mejor estimación del contorno pasa entre dos valores consecutivos, por lo que 0.5 es substraído de cada total, luego las líneas son dibujadas mediante interpolación a través de la grilla.

2.2.3 Adquisición remota de datos

En los últimos años las técnicas de adquisición remota de datos como la Fotogrametría y LIDAR (Light Detection and Ranging) han incrementado su uso como herramientas para la caracterización de macizos rocosos. De estas técnicas la fotogrametría ha incrementado su uso, debido al método Structure From Motion, la accesibilidad desde el punto de vista económico

y su fácil manejo, hacen de esta una alternativa al método de modelado 3D basados en tecnología láser (LiDAR).

2.2.3.1 LiDA*R*

LiDAR (Light Detection and Ranging) es una técnica de sensoramiento remoto que emplea energía laser visible o del infra rojo cercano para medir la distancia entre el sensor y un objeto (PDAL, 2018), este puede tomar datos a una tasa de 2500 a 1,000 000 de puntos por segundo, siendo el rango típico de estos sensores entre 70 a 1500m dependiendo del tipo de tecnología láser empleado (Lato, 2010), estos puntos normalmente son recogidos en la forma (x, y, z, i) donde i es un valor que indica la intensidad de la señal reflejada (Fekete, 2009). Esta técnica permite obtener un modelo 3D de la superficie con una alta resolución, mediante el empleo de un sensor que mide el tiempo de vuelo o el cambio de fase entre la señal emitida y la retornada.

Los sensores que miden el tiempo de vuelo, emplean la velocidad de la luz para calcular la distancia entre el sensor y el objetivo mediante la ecuación (Lato, 2010; Otoo et al., 2011; Otoo, 2012):

$$distancia = \frac{Tiempo\ de\ vuelo * c}{2}$$

Donde c es la velocidad de la luz.

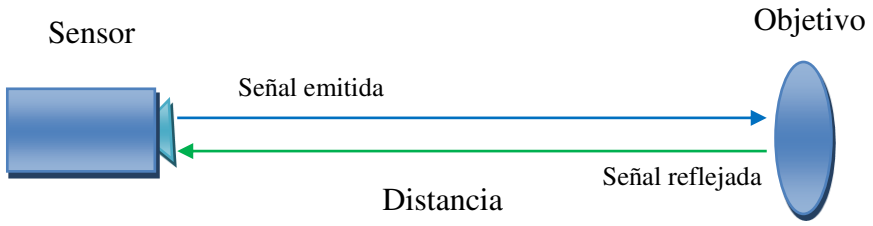


Figura 2.29 Sensor que mide tiempo de vuelo (modificado de Lato, 2010).

En sensores que miden la diferencia de fase entre la señal emitida y la reflejada, la distancia al objetivo es calculado mediante la ecuación:

$$Distancia = \frac{\emptyset C}{4\pi f}$$

Donde ∅ es la diferencia de fase, C la velocidad de la luz, f la frecuencia de modulación de la señal.

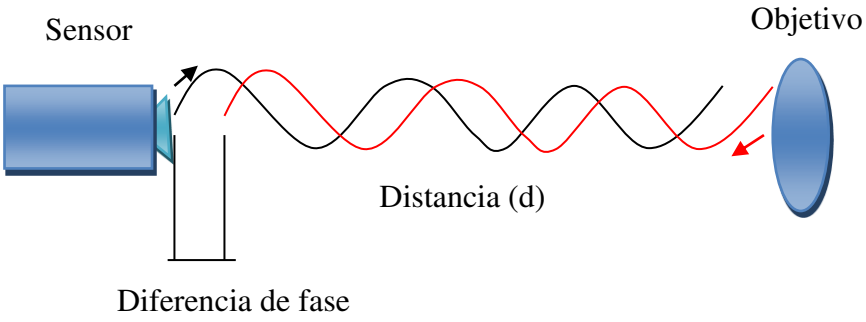


Figura 2.30 Sensor que mide diferencia de fase (modificado de Lato, 2010).

Según como se coleccionen los datos estos pueden ser divididos en cuatro (PDAL, 2018):

1. **Terrestrial LiDAR scanning (TLS)**: el escaneo se realiza desde tierra, en este caso el sensor LiDAR es estacionario, usualmente montado sobre un trípode, figura 2.31 A.

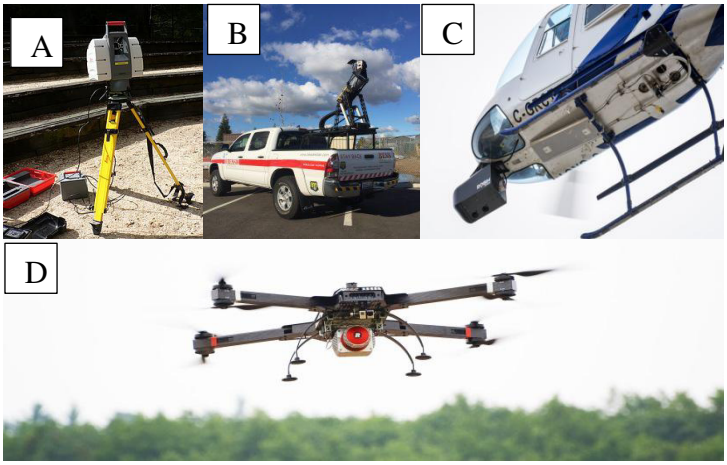


Figura 2.31 Diferentes formas de coleccionar datos LiDAR: TLS (A), MLS (B), ALS (C), ULS (D) (3D Laser Mapping, s.f.; Bess, 2018, LIDAR; GPS Lands, 2017; s.f.).

2. **Mobile LiDAR scanning (MLS):** el escaneo se realiza desde tierra, en este caso el sensor LiDAR es montado sobre un vehículo como un auto, figura 2.31 B.
3. **Airborne LiDAR scanning (ALS)**: el escaneo se realiza desde el aire mediante una nave tripulada, donde el sensor LiDAR se encuentra montado en la nave, figura 2.31 C.
4. **Unmanned LiDAR scanning (ULS)**: en este caso el escaneo se realiza mediante vehículos no tripulados como los drones, figura 2.31 D.

2.2.3.2 Structure from Motion (SFM)

La fotogrametría es la ciencia que determina data 3D desde 2 o más imágenes 2D de una escena, esto es echo identificando los mismos puntos en las imágenes y luego proyectando los rayos de estos puntos en la escena, la intersección de estos rayo determinan el punto 3D que los origino (Birch, 2006), para determinar los puntos 3D es necesario determinar la orientación interna y externa de la cámara fotográfica.

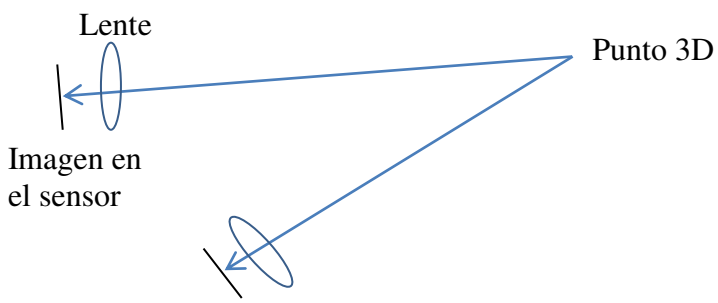


Figura 2.32 Rayos de luz que arriban a un pixel particular en el sensor, originados desde cualquier punto en el macizo rocoso, en el proceso inverso la intersección de los rayos determinan la única posición del punto 3D que lo origino (Birch, 2006).

Structure from Motion (SFM) es una técnica fotogramétrica que difiere fundamentalmente de la fotogrametría convencional en que la orientación interna, la posición y orientación de la cámara fotográfica (orientación

externa) al momento de la toma de la fotografía es determinada automáticamente sin necesidad de especificar puntos de control, en su lugar esto es resuelto simultáneamente usando ajustes iterativo basado en puntos característicos obtenidos de la superposición o traslape de imágenes. Esta técnica representa un gran avance en el campo de la fotogrametría (Westoby et al., 2012).

Esta técnica fotogramétrica permite crear modelos 3D, a partir de una serie de imágenes 2D, que presentan traslape y que además han sido tomadas desde diferentes posiciones (Micheletti et al., 2015; Morgan & Brogan, 2016; Schonberger & Frahm, 2016), esto permite recuperar la posición de los puntos 3D de la escena (estructura) y la posición de la cámara en cada toma de la escena (movimiento) (Havlena, 2012; Pereira, 2013).

La adquisición de imágenes desde diferentes posiciones es un punto crítico en SFM, esto permite obtener los parámetros internos de la cámara, lo que posibilitara crear geometrías bien definidas que darán precisión en la construcción del modelo 3D. Imágenes poco claras darán lugar a una determinación no precisa de los parámetros internos de la cámara.

Esta técnica no requiere el uso explícito de puntos de control (GCP) asociados a un sistema real de coordenadas, por lo que su no uso dará como resultado un modelo no escalado, ni asociado a un sistema de coordenadas real, para modelos geo referenciados, sobre el cual se puedan realizar mediciones, se realizaran transformaciones sobre el modelo como rotación y traslación y escalado según corresponda empleándose para ello los puntos de control (GCP) (Micheletti et al., 2015). El número de estos puntos de control depende del tipo de proyecto a realizar, un mínimo de cinco es recomendado, en caso de no poder usar puntos de control artificiales, puntos característicos naturales pueden utilizarse como tal. (Micheletti et al., 2015; Morgan & Brogan, 2016).

2.2.3.2.1 Flujo de trabajo

El flujo de trabajo para la técnica fotogramétrica SFM puede ser generalizada como muestra la siguiente figura.

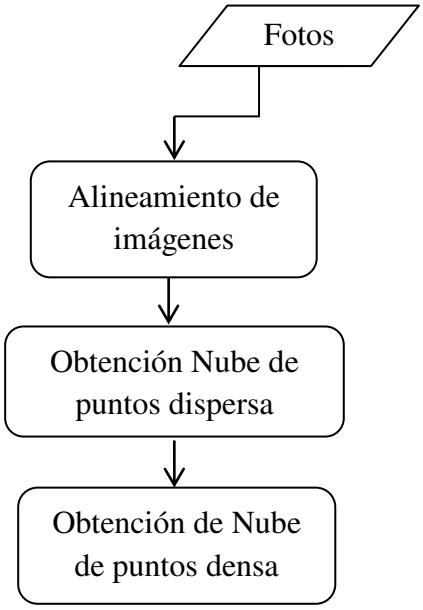


Figura 2.33 Flujo de trabajo para la técnica fotogramétrica SFM.

1. **Alineamiento de imágenes**

   En este punto se realizan dos pasos: (1) la detección de los puntos característicos de cada imagen y (2) correspondencia de puntos característicos entre pares de imágenes mediante el algoritmo SIFT (Scale Invariant Feature Transform) (LOWE, 1999). Esto permite establecer una relación espacial entre las posiciones de las imágenes en un sistema de coordenadas 3D arbitrario (Havlena, 2012; Micheletti et al., 2015).

2. **Obtención de Nube de puntos dispersa**

   En este punto se ejecuta un algoritmo de ajuste que permite transformar las coordenadas de los puntos característicos en las imágenes a puntos 3D que cubrirán la zona de interés, el resultado es nube de puntos característicos dispersa, posicionados según

un sistema de referencia local 3D. El número de puntos en esta nube, depende del número de puntos característicos encontrados en la etapa anterior (Micheletti et al., 2015).

3. Obtención nube de puntos densa

En esta última etapa se intensifica la nube de puntos dispersa mediante la aplicación de los algoritmos Multi View Stereo (MVS) (Micheletti et al., 2015).

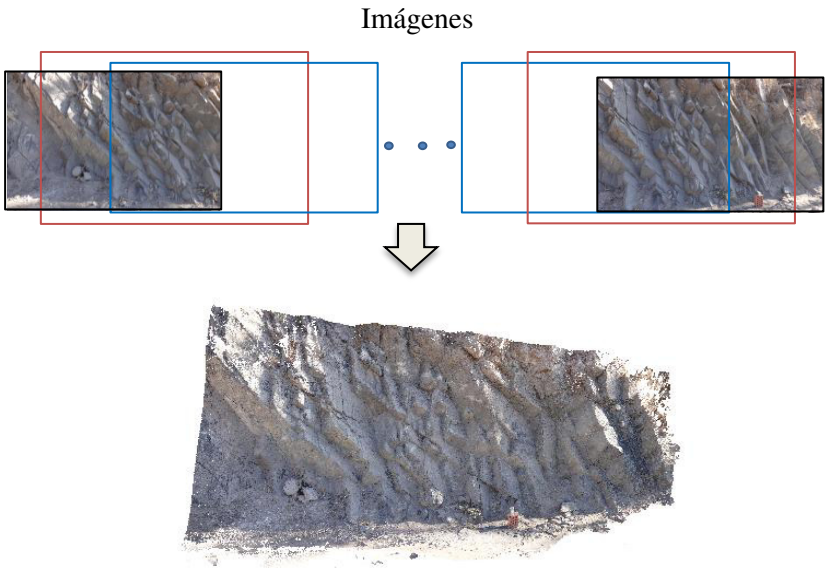


Figura 2.34 Nube de puntos densa correspondiente al talud ubicado en Socabaya, Arequipa obtenida con Agisoft PhotoScan.

En la figura anterior se observa la nube puntos correspondientes al talud ubicado en el distrito de Socabaya, Arequipa, este fue obtenido a partir de múltiples imágenes tomadas desde diferentes posiciones, las orientaciones internas y externas de la cámara fueron obtenidas automáticamente por el software SFM Agisoft PhotoScan.

2.2.3.2.2 Fotogrametría convencional y SFM

La principal diferencia entre la fotogrametría convencional con la fotogrametría SFM es que la orientación interna y externa de la cámara fotográfica al momento de la toma de la foto es determinada automáticamente en SFM, los software basados en fotogrametría SFM

automáticamente calibran las cámaras a diferencia de los software de fotogrametría convencional donde esto es determinado por separado mediante software de calibración.

En los paquetes comerciales de caracterización geométrica de macizos rocosos el modelo 3D suele ser generado a partir de 2 imágenes tomadas desde distintos ángulos, imagen izquierda e imagen derecha (imágenes estereoscópicas), así varios modelos 3D son obtenidos de múltiples pares de imágenes estereoscopias, los cuales son combinadas basado en puntos comunes o puntos de control. En la figura 2.35 se observa el procedimiento estándar para la obtención del par de imágenes estereoscópicas y la orientación externa en el software Sirovision versión 3, en esta se observa al operador midiendo la altura de la cámara fotográfica, y una marca anaranjada bajo este, el cual posteriormente va a ser georeferenciada para obtener la posición en el espacio del cámara O(x, y, z), luego la siguiente fotografía es tomada desde una distancia (línea base) el cual debe ser de 1/6 a 1/8, (1/5 a 1/10 en ShapeMetrix3D, 1/2 a 1/10 en 3DM Analyst) de la distancia de la cámara fotográfica a la

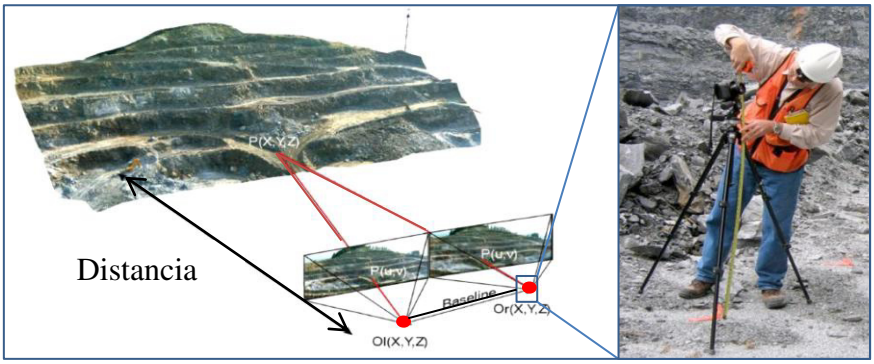


Figura 2.35 Procedimiento seguido en Sirovision v3 para determinar la orientación externa de la cámara fotográfica (modificado de Haneberg, 2008).

superficie a modelar, luego un punto de control P(x, y, z) en el macizo rocoso visible en ambas imágenes permiten la reconstrucción del modelo 3D georeferenciado, orientado y escalado.

Los mejores resultados en este software se obtienen cuando la línea visual de la cámara es perpendicular o aproximadamente perpendicular a

la superficie a modelar (Haneberg, 2008).

La técnica fotogramétrica SFM es el resultado de los avances en el campo de la visión computacional, en este caso el modelo digital 3D es generado a partir de dos o más imágenes, esta técnica suele emplear muchas imágenes.

Se debe tener en cuenta que el resultado de ambas técnicas fotogramétricas es una nube de puntos, por lo que el procesamiento para determinar las discontinuidades es el mismo.

2.2.4 Nube de puntos

Una nube de puntos es una colección de puntos multidimensionales, comúnmente empleada para representar datos en 3 dimensiones, estos datos representan las coordenadas geométricas X, Y, Z de la superficie muestreada, estos además contienen información adicional como color, Intensidad de señal, etc. (Delmerico, 2013).

Un punto P_i en la nube está representado como:

$$P_i = \{x_i, y_i, z_i, ...\}$$

Una nube de puntos N está representado como

$$N = \{P_1, P_2, P_3, P_4, ..\}$$

Estos contienen información espacial con importantes aplicaciones en campos como reconocimiento de objetos, navegación, geodesia, geotecnia, etc.

Figura 2.36 Nube de puntos correspondiente al talud ubicado en Socabaya, Arequipa.

2.2.4.1 Medidas de calidad

La precisión y resolución de los modelos 3D dependen de una variedad de factores como la distancia a la superficie del macizo rocoso a modelar, la longitud focal de la lente empleada, la resolución y nitidez de las fotos, las condiciones climáticas, etc. (Haneberg, 2008).

Las fotos tomadas con una cámara DSLR(formatos mostrados en azul en la figura 2.37) empleadas en minería tienen mejor calidad que las cámaras compactas (formato 1/2.3”) como la empleada en este trabajo, así una cámara réflex con 12 MPixel de resolución tiene mayor calidad que las fotos tomadas con una cámara compacta de 12 MPixel de resolución, si bien ambos tienen la misma cantidad de pixeles en esta ultima el tamaño del sensor es mucho menor que la de una cámara DSLR (figura 2.37), por lo que para contener la misma cantidad de pixeles los fotositos responsables de almacenar la información han debido de ser miniaturizados, por lo cual almacenan una menor cantidad de luz, siendo por lo tanto más sensibles al ruido y al trabajo bajo condiciones escasas de luz (Camera Sensor Size Photography Guide, 2018).

En este trabajo se empleó una cámara compacta (formato 1/2.3”) con un sensor de dimensiones 6.16x4.6mm y longitud focal de 4.5 mm y zoom 8x, las imágenes tienen una resolución 4608x3456 pixeles.

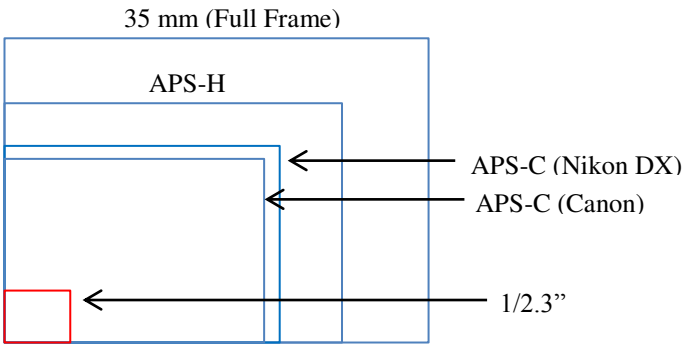


Figura 2.37 Tamaño de distintos formatos de sensor, formatos para cámaras DSLR (en azul), formato de cámara compacta como la empleada en este trabajo (en rojo) (Camera Sensor Size Photography Guide, 2018).

a) Tamaño del pixel en el terreno

El tamaño del pixel en el terreno, depende de la distancia a la superficie del macizo rocoso, la longitud focal de la lente y el tamaño del pixel en la imagen (ADAM Technology, 2018) el tamaño del pixel en terreno puede ser determinado a partir de la semejanza de triángulos de la siguiente figura

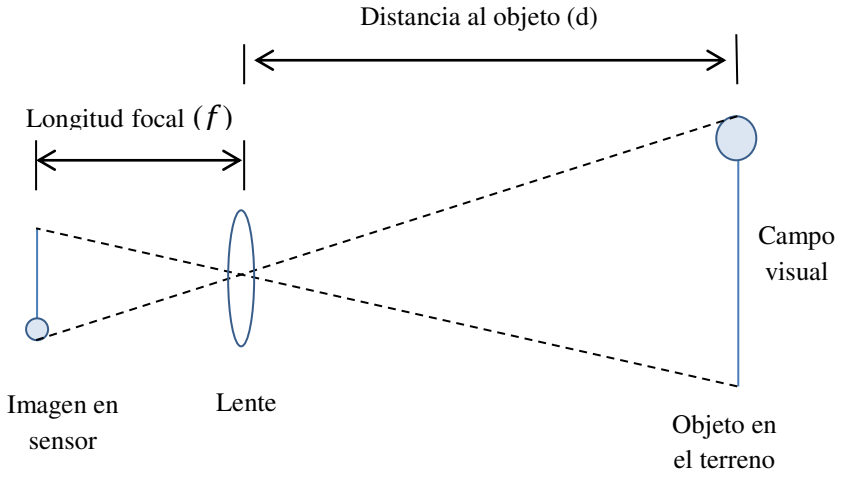


Figura 2.38 Parámetros que relacionan el tamaño del objeto en el terreno y el tamaño en el sensor (ADAM Technology, 2018).

$$tamaño\ del\ pixel_{terreno} = \frac{d}{f} Tamaño\ del\ pixel_{Imagen}$$

$$Tamaño\ del\ pixel_{Imagen} = \frac{Tamaño\ _{sensor}}{maxima\ resolucion\ _{Imagen}}$$

Cuanto menor es el $tamaño\ del\ pixel_{terreno}$ mejor serán definidos las estructuras en el macizo rocoso.

El tamaño del pixel en el sensor para la resolución de la imagen en este trabajo es $0.00000134m$

$$0.00000134m = \frac{6.16mm}{4608}$$

Por lo que para una longitud focal 4mm y una distancia de 6m, el talud estará definido por pixeles de 2mm x 2mm, siendo este es suficiente para para este trabajo.

b) Resolución radiométrica de la imagen

La resolución radiométrica de la imagen se refiere a la información de color disponible en la imagen, para geología se requiere al menos 24 bit de color por pixel (Gaich et al., 2006), en este trabajo se emplean 24 bits para el color (RGB).

c) Exactitud y Precisión geométrica

La exactitud es la cercanía de un valor medido a su valor verdadero, depende principalmente del tamaño del pixel en el terreno.

El error absoluto de una medida es definido como la desviación de su verdadero valor (Gaich et al., 2006).

La precisión es la medida de la variación de un parámetro con respecto a su valor medio, usualmente asumido como el valor verdadero, este es expresado como la desviación estándar (Poropat, 2006).

Los puntos de control ayudan a mejorar la la exactitud del modelo 3D, asi conocida la posicion absoluta de los puntos de control se puede medir las desviaciones de sus puntos correspondientes en el modelo.

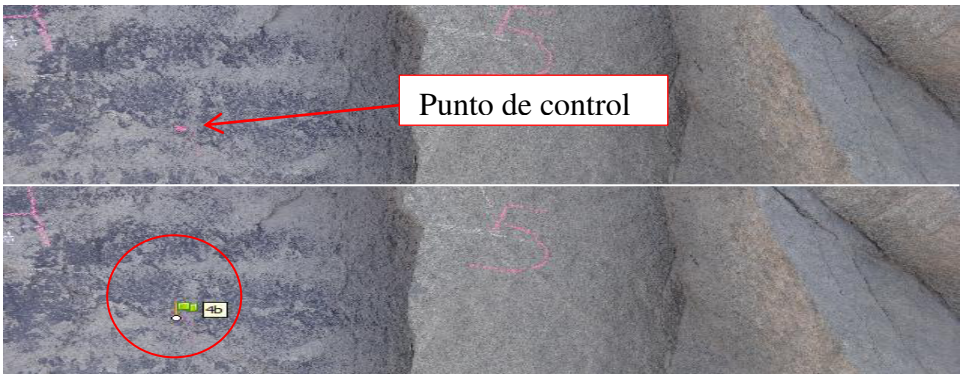


Figura 2.39 Punto de control sobre el talud para el caso de estudio B (Socabaya, Arequipa), arriba punto de control marcado con tiza roja, abajo encerrado en el círculo el mismo punto de control ubicado con el software Agisoft PhotoScan.

Los puntos de control deben ser fácilmente observables en las fotografías, para poder asignarles posteriormente la información. En este trabajo se

emplearon 12 puntos de control obteniendo un error de 3cm., etos puntos de control permiten escalar el modelo.

La orientacion del modelo 3D ha sido realizado rotando el modelo ha su posicion real el cual fue tomado en campo con brujula, metodos mas exactos pueden realizarse con otras técnicas de georeferenciación como estacion Total.

2.2.4.2 Estructuras de datos espaciales

Las estructuras de datos espaciales permiten organizar una nube de puntos mediante la partición del espacio en regiones, almacenando los índices de los datos en estas particiones, para su localización en el espacio.

2.2.4.2.1 Octree

Son estructuras de datos jerárquicos que organizan los puntos de una nube, mediante la división recursiva del espacio, en ocho espacios iguales en cada división.

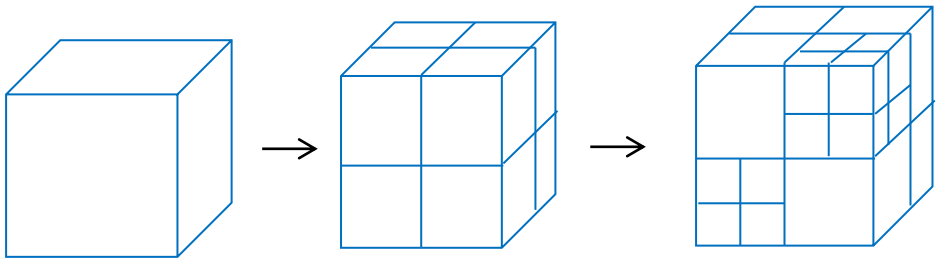


Figura 2.40 Subdivisión del espacio ocupado mediante la estructura de datos Octree.

En la figura 2.40 se muestra la subdivisión del espacio, a la izquierda se observa el nodo raíz el cual es un cubo que contiene el espacio a subdividir, este es subdividido por primera vez en 8 cubos iguales (centro) y luego cada cubo a subdividir es dividido en 8 cubos (derecha), y así sucesivamente de manera que se tienen cubos vacíos y cubos

conteniendo data 3D, en este trabajo solo se subdivide los cubos que contienen datos.

2.2.4.2.2 KDtree

Un KDTree (k-dimensional tree) es una estructura de datos que organiza los puntos de una nube en un espacio k dimensional esto permite búsqueda de vecinos de una manera eficiente (Albrecht, 2014; Bianchi, 2014).

En cada nivel el KDTree particiona los datos según una dimensión especifica usando un híper plano perpendicular al eje correspondiente. Para el caso de datos en la nube de puntos el primer nivel del árbol particiona todos los datos por su coordenada x, el segundo nivel emplea la coordenada y, la tercera partición la coordenada z y la cuarta por x otra vez, etc. (k-dtree, s.f.).

2.2.4.3 Pre procesamiento y procesamiento de nube de puntos

Las nubes de puntos obtenidas mediante técnicas de adquisición remota deben ser pre procesadas y procesadas a fin de obtener las propiedades geométricas de las discontinuidades. A continuación se presentan algunos conceptos relacionados.

2.2.4.3.1 Filtrado

El tamaño de la nube de puntos suele ser grande, este contiene una gran cantidad de datos redundantes, por lo que una simplificación sobre la misma puede ser echa, de tal manera que la información geométrica presente en la data 3D permanezca, el método empleado en este trabajo para la simplificación de la nube de puntos es el filtrado por voxel, el cual

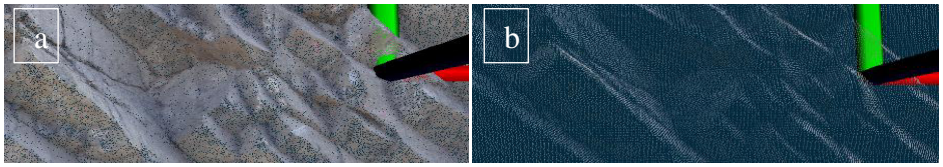


Figura 2.41 Diferentes simplificaciones echas a los datos 3D obtenidos por la técnica fotogramétrica Structure from Motion para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B).

consiste en subdividir la nube de puntos en cubos (voxel), donde todos los puntos contenidos en cada cubo son sustituidos por un punto en su centroide reduciendo así el número de puntos, suavizando a su vez la superficie del modelo 3D (Bianchi, 2014; Lilles, 2009). En la figura 2.41 se observa la simplificación echa a los datos 3D obtenidos con la técnica fotogramétrica Structure from Motion para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B), las simplificaciones fueron hechas con voxel de tamaños (a) 5 mm, (b) 2 cm, conforme aumenta el tamaño del voxel disminuye la cantidad de puntos en el modelo. Así en un volumen de 1cm^2 x 5mm de profundidad se tiene 4puntos en este modelo.

2.2.4.3.2 Vecindad de puntos

El proceso de extraer vectores normales de una nube de puntos, requiere que se definan vecindades de puntos sobre el cual se realizaran análisis para determinar sus respectivos vectores normales, en el caso de la estructura de datos KDtree se elige la vecindad de puntos alrededor del punto de interés sobre el que se determinara el vector normal, en el caso de la estructura de datos Octree la vecindad está conformado por todos los puntos contenidos en un determinado cubo (nodo).

2.2.4.3.3 Determinación de vectores normales

Un vector normal $\vec{n}$ a una superficie en un punto p , es definido como un vector ortogonal al plano tangente a la superficie en p. Los vectores normales a una superficie pueden ser determinados a partir de una nube de puntos mediante (pcl, 2018):

- Enmallado de la nube de puntos y posterior determinación de vectores normales a los polígonos de la malla.
- Directamente de la nube de puntos, mediante aproximación de superficies planas.

En este trabajo los vectores normales a los planos de discontinuidad son determinados directamente de la nube de puntos, mediante aproximación de superficies planas, empleando para ello el análisis de autovalores de la

matriz de covarianza definida sobre vecindades de puntos mediante la técnica de estadística descriptiva PCA (Principal Component Analysis).

2.2.4.3.4 PCA (principal Component Analysis)

El análisis de componentes principales (PCA) conocido también como análisis de covarianzas es una técnica que provee un método para describir las características de una vecindad a través de un análisis estadístico simple.

Este permite estimar de manera eficiente el vector normal a una vecindad de puntos (Belton, 2008; Bianchi, 2014; Jaboyedoff et al., 2007).
Los componentes principales pueden ser encontrados a partir de la matriz de covarianza definida como:

$$Cov = \begin{bmatrix} \sigma(\mathrm{x},\mathrm{x}) & \sigma(\mathrm{x},\mathrm{y}) & \sigma(\mathrm{x},\mathrm{z}) \\ \sigma(\mathrm{y},\mathrm{x}) & \sigma(\mathrm{y},\mathrm{y}) & \sigma(\mathrm{y},\mathrm{z}) \\ \sigma(\mathrm{z},\mathrm{x}) & \sigma(\mathrm{z},\mathrm{y}) & \sigma(\mathrm{z},\mathrm{z}) \end{bmatrix}$$

Dónde: $\sigma(\mathrm{x},\mathrm{x})$ Es la varianza en la dirección de la coordenada X definida como:

$$\sigma(\mathrm{x},\mathrm{x}) = \frac{1}{k}\sum_{i=1}^{k}(x_i - \bar{x})^2$$

$\sigma(\mathrm{x},\mathrm{y})$, la covarianza entre las coordenadas x e y definida como:

$$\sigma(\mathrm{x},\mathrm{y}) = \frac{1}{k}\sum_{i=1}^{k}(x_i - \bar{x})\,(y_i - \bar{y})$$

Donde k es el número de puntos considerados en la vecindad, los autovectores y auto valores puede ser obtenida de la siguiente ecuación:

$$Cov\,\vec{V_j} = \lambda_j \vec{V_j}\ ; \quad j \in \{0,1,2\}$$

Donde λ_j es el j-esimo autovalor de la matriz de covarianzas y V_j el j-esimo autovector, tal que

$$0 \leq \lambda_0 \leq \lambda_1 \leq \lambda_2$$

Estos auto vectores representan los componentes principales de la vecindad, estos describe la estructura formada por la vecindad de puntos y los autovalores asociados denotan la variación en estas direcciones (Belton, 2008; Bianchi, 2014). El vector normal a la vecindad está determinado por el auto vector asociado al menor autovalor.

2.2.4.3.5 Curvatura

La curvatura puede ser definida como la tasa de cambio en la dirección normal y tangencial de un punto sobre una superficie.

Pauly en 2002 utilizo los resultados de PCA para aproximar el nivel de curvatura sobre una vecindad de puntos. Esta puede ser calculada como el cociente entre el mínimo autovalor y la suma de autovalores (Belton, 2008).

$$\sigma = \frac{\lambda_0}{\lambda_0 + \lambda_1 + \lambda_2}$$

Dónde:

$$\lambda_0 \leq \lambda_1 \leq \lambda_2$$

Cuando $\sigma = 0$, los puntos en la vecindad son coplanares, cuando σ tiene el máximo valor, $\sigma = 1/3$ los puntos estarán igualmente distribuidos en la vecindad (Belton, 2008; Lilles, 2009).

2.2.5 Clustering

Los vectores normales unitarios obtenidos en etapas anteriores como resultado del procesamiento de la data 3D obtenida de las técnicas de

adquisición remota deben ser analizadas para determinar el número de familia de discontinuidades existentes en el macizo rocoso, este es realizado de manera automática en este trabajo empleando la técnica de clustering, esta técnica consiste en agrupar, separar o dividir una colección de datos en grupos de tal manera que los datos que pertenecen a un grupo sean lo más homogéneos o similares, buscando además que la heterogeneidad o disimilaridad entre los distintos grupos sea lo mayor posible (Gan et al., 2007; Liu et al., 2017; Villagra, s.f). En este caso los vectores normales son separados en familias de discontinuidades de manera que los vectores en cada familia tengan orientaciones similares.

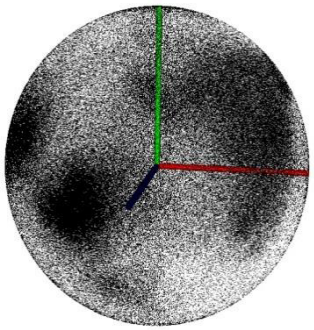


Figura 2.42 Esfera de referencia con los vectores correspondientes al talud ubicado en Socabaya, Arequipa.

A diferencia del clustering estándar donde el análisis es realizado sobre un plano (datos 2D), en este trabajo el análisis de la orientación de los vectores unitarios es realizado sobre la esfera unitaria de referencia como se muestra en la siguiente figura 2.42, donde se observa los vectores correspondientes al talud ubicado en Socabaya, Arequipa.

2.2.5.1 Algoritmos de clustering

Los algoritmos de clustering son ampliamente utilizadas en diferentes campos de la ciencia, estos algoritmos van a permitir identificar patrones en la orientación de los vectores unitarios, o lo que es lo mismo patrones en los sistemas de discontinuidades existentes en el macizo rocoso.

Los algoritmos de clustering pueden ser divididos en algoritmos de clustering duro y difuso, en este trabajo se emplea el algoritmo difuso.

2.2.5.1.1 Algoritmo difuso

A diferencia de los algoritmos de clustering duro en el que un dato solo puede pertenecer a un clúster, en un algoritmo difuso un dato puede pertenecer a diferentes clúster simultáneamente, con un cierto grado de pertenencia en cada uno, conocido como grado de membresía. En este caso los vectores unitarios van a pertenecer a más de una familia de discontinuidades con un grado de pertenencia a cada uno. El algoritmo difuso empleado aquí es el Fuzzy C-Means (FCM).

2.2.5.1.2 Fuzzy C-Means

Dado un conjunto de vectores normales a planos de discontinuidad, cada uno descrito como X= (x_i, y_i, z_i), donde x_i, y_i, z_i son cosenos directores, el algoritmo busca particionar el conjunto de vectores en K particiones, clusters o familia de discontinuidades teniendo en cuenta la disimilaridad entre ellos, esto es logrado minimizando la siguiente función objetivo.

$$\mathrm{J}(\delta, c) = \sum_{\mathrm{i}=1}^{\mathrm{N}} \sum_{\mathrm{j}=1}^{\mathrm{K}} (\delta_{ij})^m \, d^2 \, (x_i \, , c_j)$$

Dónde:

$d^2(x_i \, , c_j)$ es la distancia entre la orientación del i-esimo vector x y la orientación media en el j-esimo cluster. , δ_{ij} es el grado de membresía del vector $x_i \; al \;\; cluster \; c_j$, m indica el grado de fuzzificacion; k ≤N,

La distancia entre la orientación del vector x_i y la orientación media del cluster cj es determinado por el seno cuadrado del ángulo entre estos, esta medida indica cuan apartados estos están. La disimilaridad entre ellos es calculado mediante la ecuación propuesta por Hamman & Curran (1998).

$$d^2(x_i\,,c_j) = 1 - (x_i\,.\,c_j)^2$$

El grado de membresía δ_{ij} indica el grado de pertenencia del vector x_i al cluster cj, este depende de la distancia y es calculado mediante la ecuación:

$$\delta_{ij} = \left[\left(\frac{1}{d^2(x_i\,,c_j)}\right)^{\frac{1}{(m-1)}}\right]\left[\sum_{k=1}^{k}\left(\frac{1}{d^2(x_i\,,c_j)}\right)^{\frac{1}{(m-1)}}\right]^{-1}$$

El algoritmo asigna a cada vector, grados de membresía a los diferentes clusters, el cual indica el grado de pertenencia del vector a un determinado cluster, un vector que pertenece a un cluster, tendrá un alto grado de membresía en dicho cluster y un bajo grado de membresía en los demás cluster. El grado de membresía asume valores reales entre cero y uno, dependiendo esto de la distancia del vector a la orientación media del cluster.

El parámetro m conocido como grado de fuzzificacion, controla el traslape entre clusters y es un número real mayor que uno, investigadores como Hamman & Curran (1998) proponen m=2 como un valor óptimo.

La orientación media de un cluster, es la orientación más representativa de todos los vectores que pertenecen a un determinado cluster, este es determinado mediante el análisis de auto valores de la matriz de orientación Hamman & Curran (1998) y Monteiro & Sabino (2014).

$$S_j = \begin{bmatrix} \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m x_i x_i & \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m y_i x_i & \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m z_i x_i \\ \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m x_i y_i & \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m y_i y_i & \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m z_i y_i \\ \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m x_i z_i & \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m y_i z_i & \sum_{i=1}^{N}(\delta_{ij})^m z_i z_i \end{bmatrix}$$

Donde j =1,2…k

El vector propio normalizado correspondiente al mayor valor propio, constituirá la orientación media del clúster j.

En la siguiente figura se observa el resultado del clustering realizado sobre la esfera unitaria correspondiente al talud ubicado en Socabaya, Arequipa, en esta se muestra 3 familias de discontinuidades, sobre la

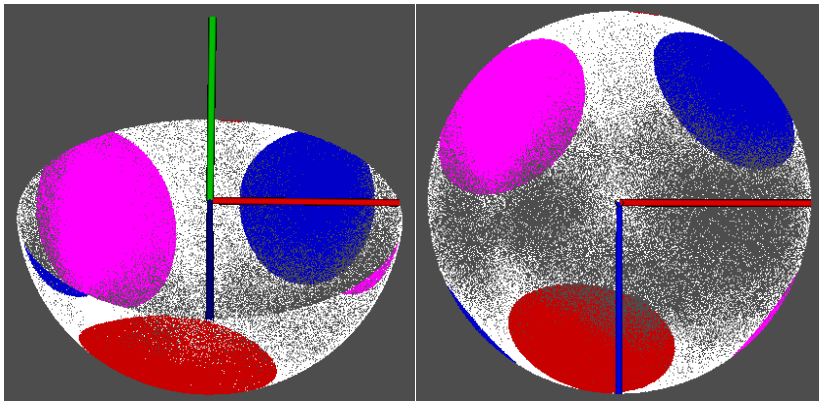


Figura 2.43 Semi esfera mostrando 3 familias de discontinuidades para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa. Vista frontal (izquierda), vista horizontal (derecha).

semiesfera inferior, obtenida mediante Fuzzy C Means (izquierda) y vista en Horizontal (derecha), donde se observa una similitud con la proyección estereográfica.

2.2.5.1.3 Índices de validación

El éxito de un algoritmo de clustering depende en gran manera de la correcta determinación del número óptimo de clusters (Li et al. 2016), ya que esta representara mejor los patrones vistos en la realidad. Esta no es una tarea sencilla, ya que distintos valores de los parámetros en la función objetivo, darán distintas soluciones al problema de agrupamiento.

Muchos algoritmos de clustering requieren un conocimiento a priori del número de clusters en los que será separada la data, esta información muchas veces no es conocida (Qinpei, 2012), y es la que se quiere conocer. Así encontrar el número óptimo de clusters que mejor describan

las estructuras presentes en la data es conocida como validación de cluster (Mohamed et al., 2005; Wang & Zhang, 2007).

Los índices de validación de clusters (CVI) son medidas que permiten evaluar el desempeño de un algoritmo de clustering (Gan et al., 2007; Ramze et al., 1997). Una manera de obtener el número óptimo de clusters, es ejecutando de manera iterativa el algoritmo de clustering para diferentes números de clusters, seleccionándose luego como el número óptimo a aquel que resulte en una mejor medida para su índice de validación (Guojun, 2011).

2.2.5.1.3.1 Índices de validación para Fuzzy C-Means

Algunos índices de validación para clustering difusos son los siguientes:

- **Índice Xie beni**

Este índice mide la compacidad y separación del resultado obtenido por el algoritmo de clustering. La compacidad indica cuan cerca están los datos al centro de su respectivo cluster y la separación indica la mínima distancia existente entre los centros de los cluster, la ecuación puede ser interpretado como el cociente entre la compacidad y la separación (Balazs et al., 2014; Bedalli & Ninka, 2013; Guojun, 2011).

$$\mathrm{XB(K)} = \frac{\sum_{j=1}^{K}\sum_{k=1}^{N}(u_{ij})^m \left\|X_j - V_i\right\|^2}{N(min_{j\neq k}\left[\left\|V_i - V_j\right\|^2\right])}$$

El número óptimo de clusters (k) se obtiene al minimizar el índice XB.

- **Índice de partición modificado (VMPC)**

Este índice considera los grados de membresía de los datos

$$\mathrm{VMPC(K)} = 1 - \frac{K}{K-1}\left[1 - \left(\frac{1}{N}\sum_{\mathrm{i=1}}^{\mathrm{N}}\sum_{\mathrm{j=1}}^{\mathrm{K}}(u_{ij})^{m}\right)\right]$$

El óptimo número de clusters (k) se obtiene al maximizar el índice (Bedalli & Ninka, 2013).

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se desarrolla la metodología propuesta, se describen los procedimientos que lo conforman, el cual está definido en el diagrama de flujo de la figura 3.1. En el capítulo siguiente se prueba esta metodología aplicándola a dos casos de estudio y se compara el segundo caso de estudio con los datos obtenidos mediante el método convencional. En el último capítulo se hace el análisis y discusión de los resultados obtenidos al aplicar esta metodología.

3.1 Metodología

La metodología propuesta que permite la caracterización automática de la geometría de las discontinuidades se resume en el diagrama de flujo de la figura 3.1, este inicia con los datos (nube de puntos) obtenidos mediante las técnicas LiDAR y Structure from Motion. Durante el desarrollo de esta metodología, paralelamente se implementaron los

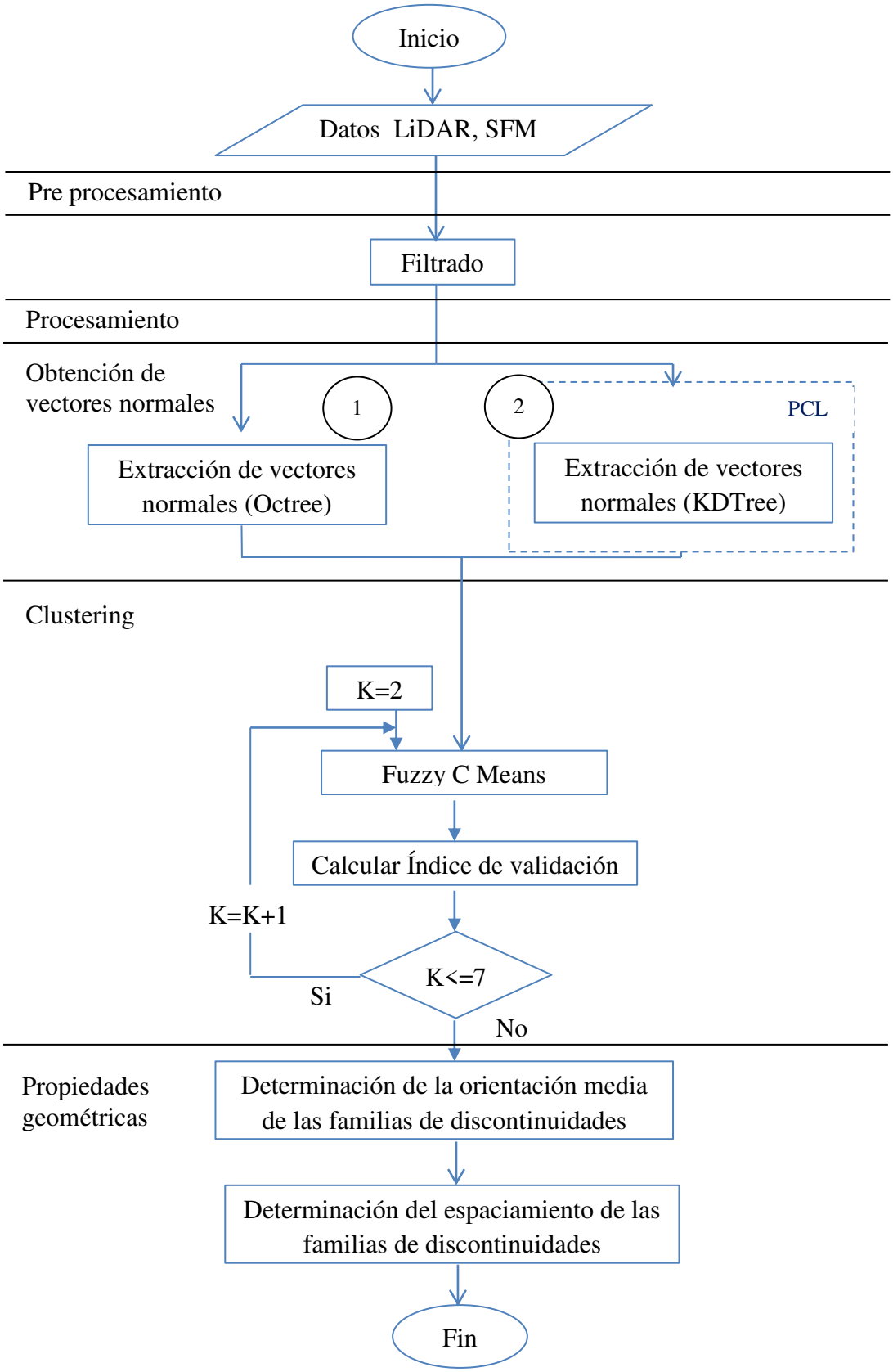


Figura 3.1 Diagrama de flujo de la metodología propuesta

algoritmos, lo cual permitió visualizar y evaluar los resultados de la metodología, estos algoritmos fueron implementados en el lenguaje de programación C++, empleándose la librería PCL para la manipulación y visualización del modelo digital 3D.

Esta metodología ha sido dividida en dos etapas (1) pre procesamiento, en el que se realiza un tratamiento previo de los datos antes de poder extraer los vectores normales y (2) procesamiento, en el que se ejecuta una secuencia de algoritmos sobre los datos pre procesados a fin de obtener las propiedades geométricas (orientación y espaciamiento) de las discontinuidades. Esta etapa a su vez es dividida en tres partes: obtención de vectores normales, clustering y determinación de propiedades geométricas.

3.1.1 Pre procesamiento y Procesamiento

3.1.1.1 Pre procesamiento

Antes de poder extraer los vectores normales a los planos presentes en el modelo, este fue filtrado.

3.1.1.1.1 Filtrado

La nube de puntos obtenida fue filtrada empleando el método de voxel incluido en la librería PCL, la nube de puntos resultante de este pre procesamiento es llamado en adelante nube filtrada.

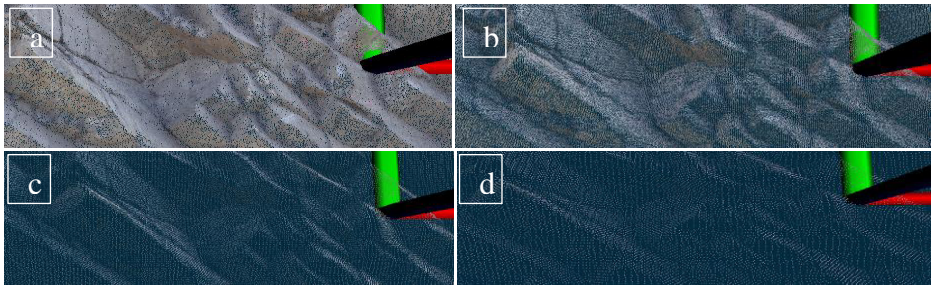


Figura 3.2 Diferentes simplificaciones echas al modelo digital 3D del talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B).

En la figura anterior se observa las diferentes simplificaciones echas al talud ubicado en Socabaya, Arequipa empleando el método de filtrado por

voxel, las simplificaciones fueron hechas con voxel de tamaños 5mm (a), 1cm (b), 2cm (c), 3cm (d).

3.1.1.2 Procesamiento

El procesamiento inicia con la nube de puntos filtrada, del cual se extraen los vectores normales. Esta metodología presenta dos variantes en la forma de extraer los vectores normales a los planos presentes en el modelo digital 3D.

La variante 1 consiste en la subdivisión espacial de manera recursiva de la nube de puntos mediante la estructura de datos Octree, esta subdivisión es realizada hasta que la nube de puntos contenida en cada subdivisión (nodo) se aproxime a un plano o el número de puntos contenido en el nodo sea menor a un número mínimo de puntos permitidos, en la segunda variante los datos son organizados mediante la estructura de datos KDtree, ambas estructuras de datos permiten obtener una vecindad de puntos sobre el cual se obtendrá el vector normal. Los vectores normales obtenidos son la entrada para el proceso de clustering, donde son agrupados según su disimilaridad, en familias de discontinuidades con una orientación media en cada una. El espaciamiento normal para cada familia de discontinuidades es obtenido al individualizar cada plano en la familia, y luego obtener las distancias entre los segmentos de línea que resultan de proyectar los planos sobre un plano vertical.

3.1.1.2.1 Obtención de vectores normales

Los vectores normales a los planos presentes en el modelo digital 3D pueden ser obtenidos mediante dos variantes.

La variante 1(figura 3.3) inicia con la carga de la nube de puntos filtrada, luego se carga los índices de datos a la estructura de datos espacial Octree, Una vez cargado los índices, se verifica si la nube contenida en el nodo es aproximadamente plana o si el número de puntos contenidos es menor que el número mínimo permitido, para este trabajo es 10 puntos

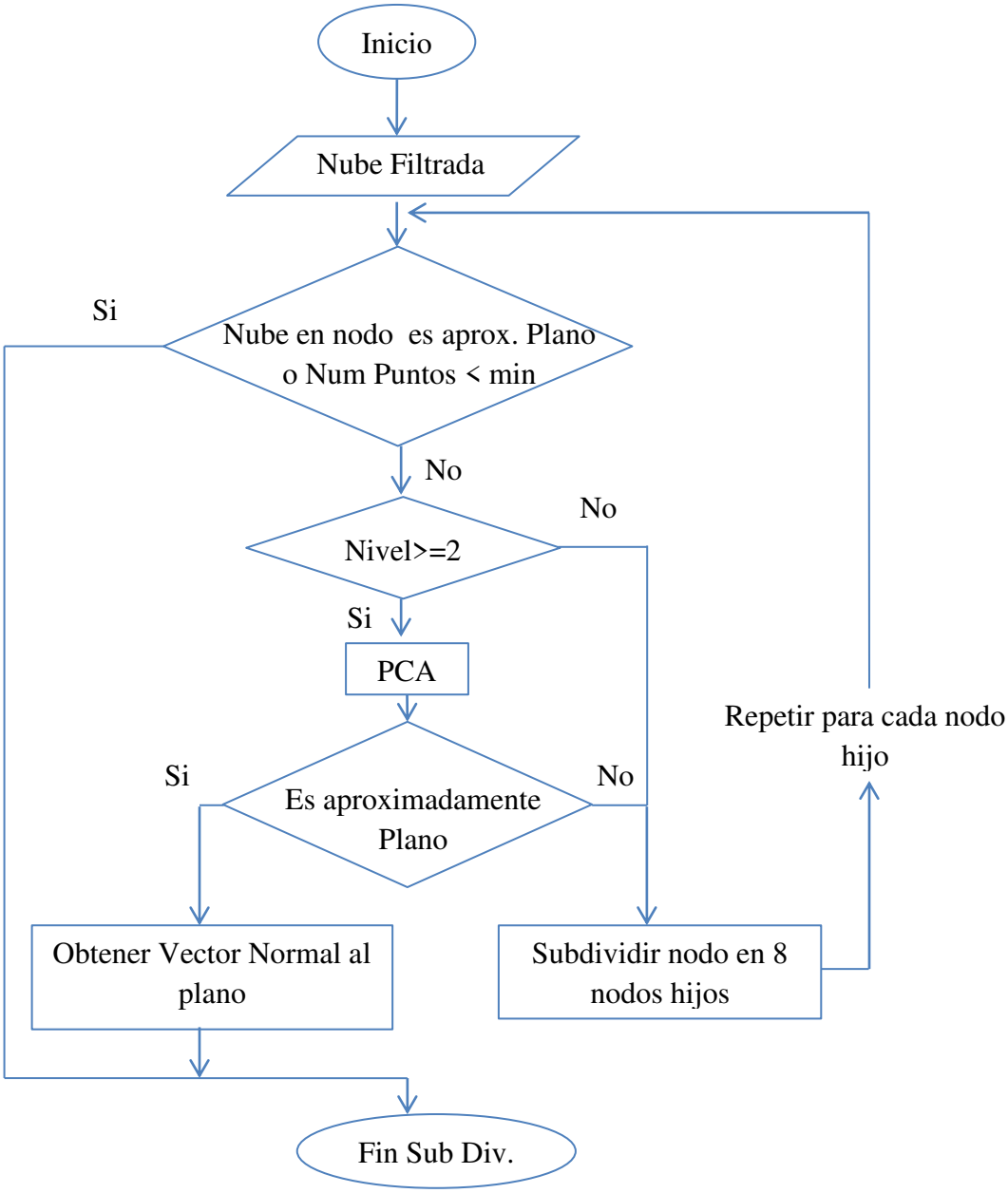


Figura 3.3 . Diagrama de flujo para extraer los vectores normales a los planos empleando la estructura de datos Octree y PCA

si esto es así la subdivisión del nodo termina, en caso contrario se verifica si el nivel de la división es mayor o igual a dos , si es verdad se calcula la curvatura de la nube de puntos contenida en el nodo (con la ecuación de la sub sección 2.2.4.3.5), donde los auto valores son obtenidos del análisis de componentes principales(mediante las ecuaciones vistas en la subsección 2.2.4.3.4), si este es aproximadamente plano se extrae el

vector normal del plano y se marca dicho nodo como plano, para que este ya no sea sub dividido.

Los nodos cuyo nivel sean menores a dos o cuyo contenido no se aproxime a un plano son subdivididos en ocho nodos hijos donde los índices son reasignados a los nuevos nodos, luego el algoritmo inicia nuevamente con cada nodo hijo.

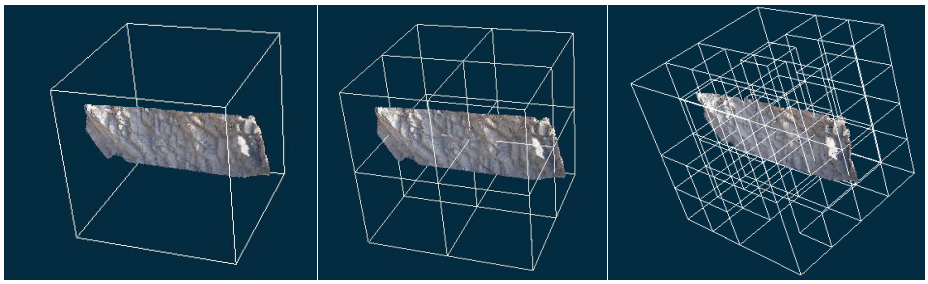


Figura 3.4 Subdivisión del espacio ocupado por el talud ubicado en Socabaya, Arequipa (caso de estudio B) mediante Octree.

En la figura 3.4 se observa la subdivisión del espacio ocupado por el talud ubicado en Socabaya, Arequipa. Mediante la estructura Octree, en cada subdivisión el cubo a subdividir es subdividido en 8 nodos hijos. En este trabajo la estructura Octree ha sido implementada en C++.

En la variante 2 se determina un vector normal por cada punto en la nube filtrada, la superficie normal en cada punto es determinada a partir de su vecindad local mediante un radio de búsqueda predefinido. La Organización de la nube de puntos mediante la estructura de datos KDtree así como la extracción de los vectores normales a partir de esta, ha sido realizada mediante la librería PCL.

En la figura 3.5 se observa el talud ubicado en Socabaya, Arequipa visto desde abajo (arriba) y solo los vectores normales a las superficies aproximadamente planas (abajo).

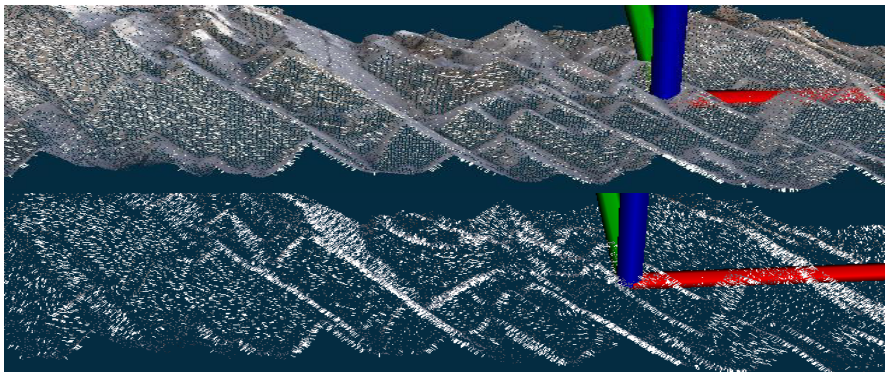


Figura 3.5 Talud ubicado en Socabaya, Arequipa, caso de estudio B (arriba) y solo vectores normales a este talud (abajo).

3.1.1.2.2 Clustering

Los vectores normales a los planos fueron agrupados según su

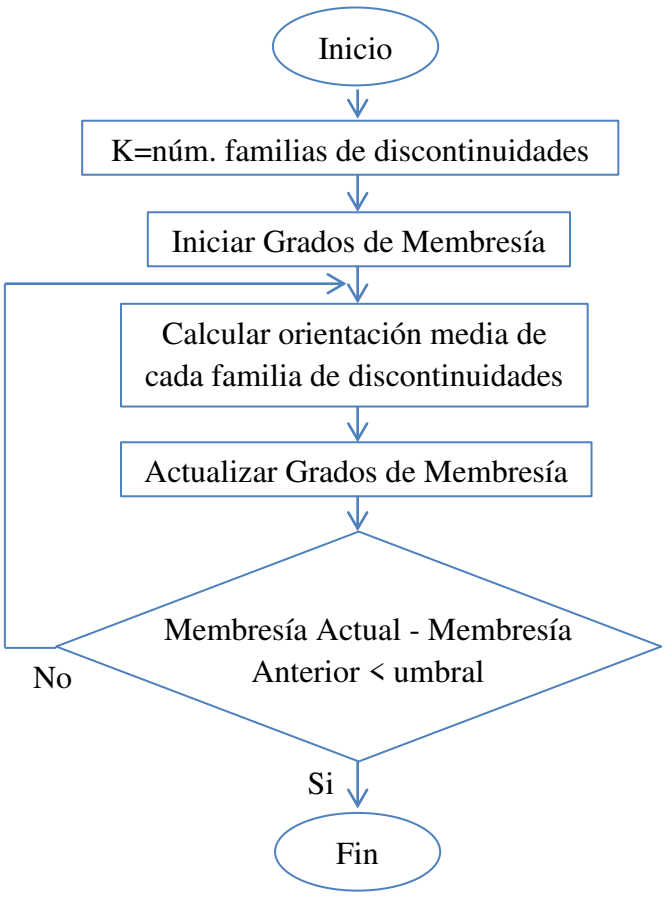


Figura 3.6 Diagrama de flujo para el algoritmo Fuzzy C Means.

disimilaridad en clusters o familias de discontinuidades empleando el algoritmo difuso Fuzzy C Means (figura 3.6). En cada ejecución del

algoritmo se le indica a este el número de clusters o familias en el que deben ser agrupados los vectores como se muestra en la figura 3.1.

Luego a cada uno de estos vectores se les asigna de forma aleatoria tantos grados de membresía como número de familias se hayan indicado, estos indican el grado de pertenencia del vector a una determinada familia, en este trabajo se considera que un vector normal pertenece a una familia si su grado de membresía es mayor o igual a 0.6.

Posteriormente se calcula la orientación media de cada una de las familias de discontinuidades y se actualizan los grados de membresía o pertenencia de todos los vectores, si el cambio en el grado de membresía (valor actual - valor anterior) del algún vector no es menor que el umbral (condición de parada), nuevamente se calcula la orientación media de las familias de discontinuidades y se vuelven a actualizar los grados de membresía, repitiéndose el bucle, este finaliza cuando se cumple la condición de parada, este algoritmo es tratado en la subsección 2.2.5.1.2 (Fuzzy C Means).

Finalizada la ejecución del algoritmo de clustering, se calculan los índices de validación (Xie Beni y VMPC) para el número de familias indicado, como se muestra en la figura 3.1.

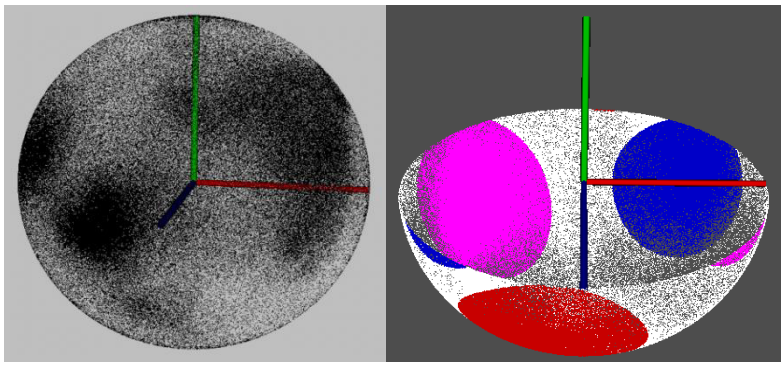


Figura 3.7 Esfera unitaria de referencia (izquierda) para el talud ubicado en Socabaya, Arequipa, y clusters obtenidos mediante el algoritmo difuso(derecha).

En la figura 3.7 se observa la esfera unitaria de referencia con los vectores correspondientes al talud ubicado en Socabaya, Arequipa

(izquierda) y los tres clusters con sus respectivas orientaciones medias encontrados por el algoritmo Fuzzy C Means mostrados en la semiesfera inferior (derecha).

En este trabajo el algoritmo fue ejecutado 6 veces (de 2 a 7 familias), siendo el número apropiado de familias obtenido a partir de la comparación de los índices de validación, en caso de no haber consenso entre estos dos índices, el número apropiado de familias fue determinado por el índice Xie Beni.

El algoritmo Fuzzy C Means y los índices de validación fueron implementados en C++ según las ecuaciones mostradas en las subsecciones 2.2.5.1.2 (Fuzzy C Means) y la subsección 2.2.5.1.3.1 (índices de validación para Fuzzy C Means).

Los puntos en el modelo digital 3D asociados a los vectores normales que pertenecen a una familia de discontinuidades son coloreados, lo cual permite visualizar el modelo digital 3D clasificado por familia de discontinuidades, en el cual cada color indica una familia de discontinuidades tal como se muestra en la figura 3.8.

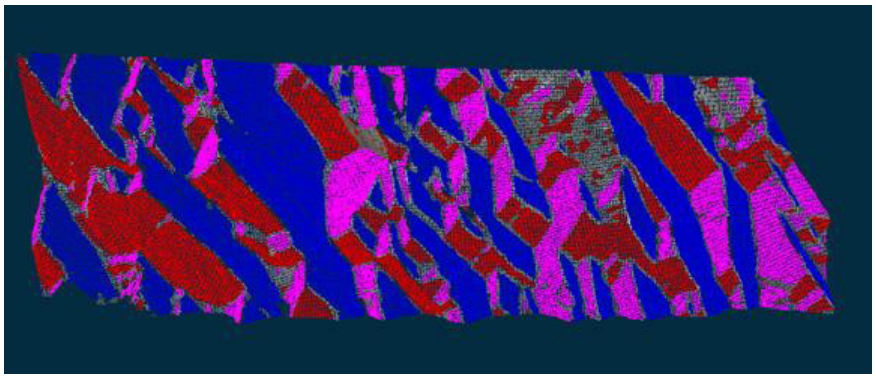


Figura 3.8 Clasificación del talud ubicado en Socabaya, Arequipa por familias de discontinuidades.

Las partes no coloreadas indican que los vectores en estas partes no se ajustan a ningún patrón, por lo cual son tomados por el algoritmo como ruido, esto puede deberse a irregularidades causadas por vegetación, rellenos antrópicos, etc.

3.1.1.2.3 Propiedades geométricas

Finalizada la ejecución del algoritmo de clustering, se procede a determinar las propiedades geométricas de las discontinuidades.

A. Orientación

La orientación media de las familias de discontinuidades es obtenida de la ejecución del algoritmo Fuzzy C Means con el número apropiado de familias como se muestra en la subsección 3.1.1.2.2.

Los vectores y la orientación media de estas son mostrados en proyección estereográfica según los procedimientos mostrados en la subsección 3.1.2, esta es la forma empleada en el capítulo siguiente para mostrar información en proyección estereográfica.

B. Espaciamiento

La determinación automática del espaciamiento normal a partir de datos obtenidos mediante técnicas de adquisición remota puede ser realizada asumiendo que las discontinuidades tienen persistencia infinita o finita (Riquelme, 2015), siendo la persistencia finita la que más se acerca a la realidad. El método de persistencia infinita facilita los cálculos ya que las discontinuidades se asumen como planos paralelos que pasan por los puntos en que son intersectados por la línea de scanline, siendo los espaciamientos determinados como distancias entre dos planos adyacentes, en la figura 3.9(A) se observa cinco espaciamientos medidos a lo largo de un ScanLine virtual perpendicular a la orientación media de la familia, siendo las líneas punteadas azules la continuidad asumida en

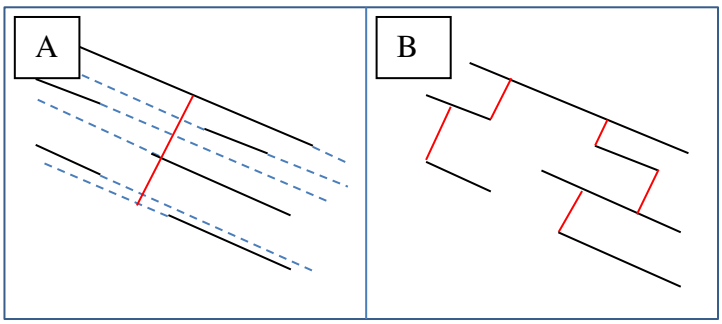


Figura 3.9 Espaciamientos, considerando persistencia infinita (izquierda) y persistencia finita (derecha)

este caso de las discontinuidades (líneas negras). El segundo caso, persistencia finita, se trata de un método más complejo, en este caso los espaciamientos son determinados como la menor distancia entre dos discontinuidades contiguas, en este trabajo estas discontinuidades son previamente orientadas según la orientación media de cada familia y posteriormente proyectadas en un plano donde los espaciamientos son medidos de manera normal a la dirección media de cada familia de discontinuidades como se muestra en la parte B de la figura 3.9, en la que se observa cinco espaciamientos (en rojo).

En este trabajo se considera que las discontinuidades tienen persistencia finita, y el proceso seguido para la obtención del espaciamiento Normal en cada familia de discontinuidades, puede ser descrito mediante la secuencia de imágenes de la figura 3.10.

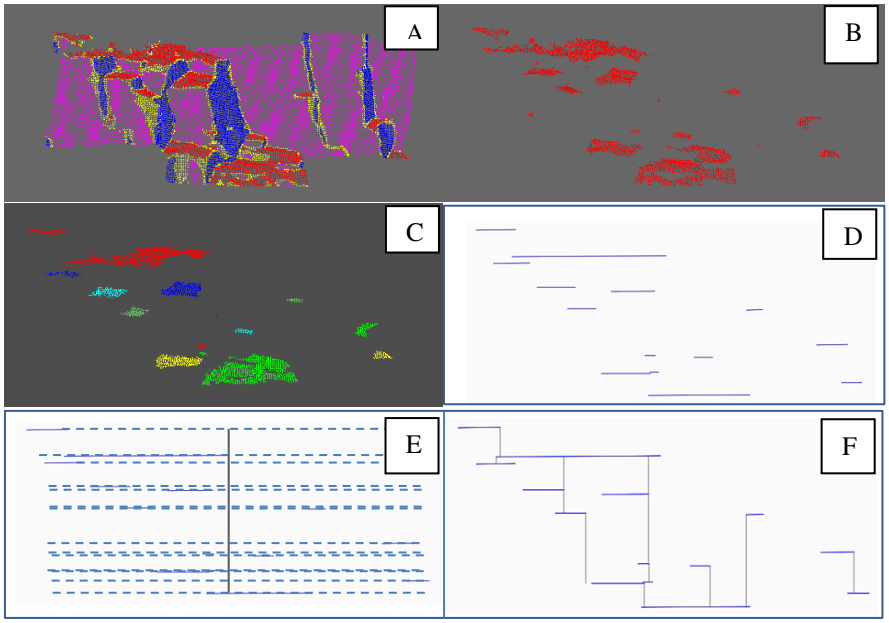


Figura 3.10 Secuencia para obtener el espaciamiento normal en una familia de discontinuidades: macizo rocoso clasificado por familias(A), familia de discontinuidades seleccionada(B), individualización de discontinuidades(C), proyección de discontinuidades como líneas(D) espaciamiento persistente (E) y espaciamiento no persistente (F)

El algoritmo empleado para determinar el espaciamiento normal no persistente es mostrado en el diagrama de flujo de la figura 3.11. Este algoritmo inicia con las familias de discontinuidades ya determinadas en el

macizo rocoso, los planos en cada familia de discontinuidad son individualizadas empleando el algoritmo Ransac de la librería PCL, en el cual los planos están formados por puntos 'inliers' que se ajustan al modelo matemático de un plano, luego este plano es proyectado al plano que representa la orientación media de la familia de discontinuidades, posteriormente este es movido al origen de coordenadas (transformación geométrica) y proyectado a un plano perpendicular en el cual queda

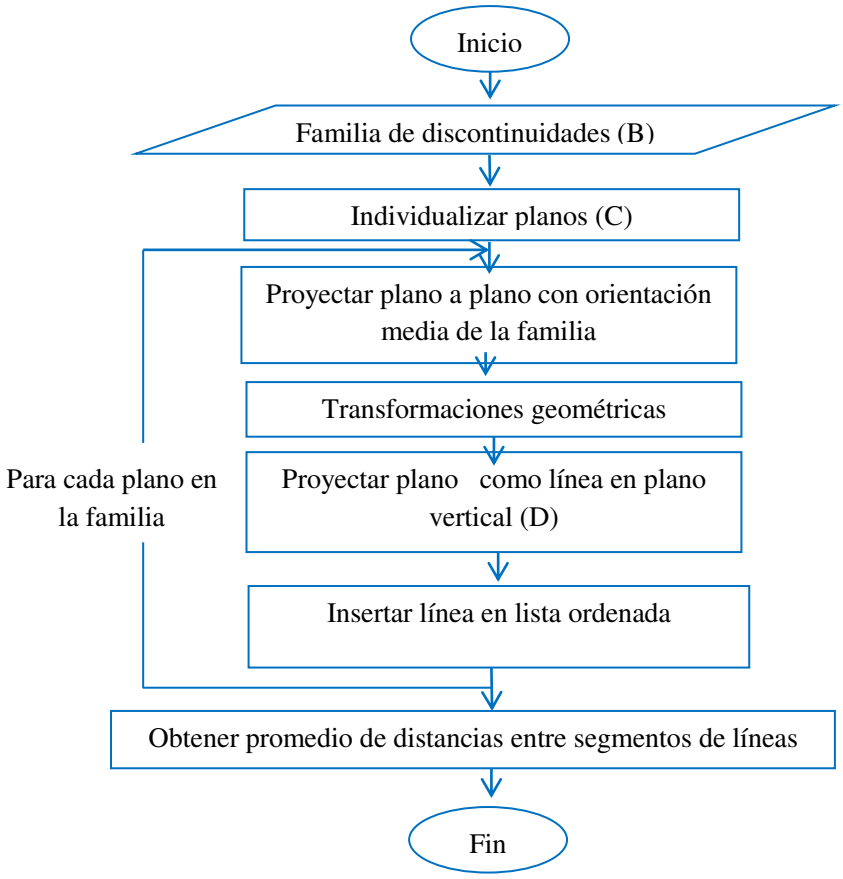


Figura 3.11 Diagrama de flujo para obtener el espaciamiento normal no persistente.

representado como un segmento de línea, luego este segmento de línea es insertado en una lista ordenada. Este proceso es repetido para todos los planos de discontinuidad en la familia. Luego el espaciamiento normal para cada familia es determinado como la media de las distancias entre segmentos de línea adyacentes en la lista ordenada. Este algoritmo fue implementado en C++ lo que permitió la visualización de los resultados.

3.1.2 Proyecciones estereográficas

En este trabajo se emplean las proyecciones estereográficas equiareal y equiangular para mostrar los resultados de esta metodología en el capítulo siguiente.

3.1.2.1 Proyección Equiareal

El método de proyección estereográfica equiareal fue llevada a cabo empleando las ecuaciones mostradas en la tabla 2.7, el cual emplea los cosenos directores obtenidos a partir del trend, plunge del vector unitario, el cual es tratado en la subsección 2.2.2.5. Este método de proyección estereográfica fue probado en un primer momento mediante los vectores unitarios cuyos trend, plunge y cosenos directores se muestran en la siguiente tabla

Trend/plunge	uE	uN	uZ
0/0	0	1	0
90/0	1	1.3268E-06	0
135/0	0.70710818846365	-0.707105373906644	0
180/0	2.65359E-06	-1	0
270/0	-1	-3.9804E-06	0
360/0	-5.3072E-06	1	0
45/0	0.707106312093558	0.707107250279226	0
45/30	0.612372185813463	0.612372998306293	0.499999616987256
45/60	0.35355369770803	0.353554166801583	0.866024961519134
45/90	9.38185046294E-07	9.38186291074E-07	1
225/0	-0.707104435718486	-0.707109126646829	0
225/30	-0.612370560824569	-0.612374623288719	0.499999616987256
225/60	-0.353552759519056	-0.353555104986822	0.866024961519134
225/90	-9.38183E-07	-9.38189E-0	1

Tabla 3.1 Trend / plunge y sus respectivos cosenos directores de vectores unitarios de prueba.

A partir del trend y plunge se obtienen los cosenos directores y luego estos se grafican según la ecuaciones en la tabla 2.7. Las proyecciones de los vectores de la tabla anterior se muestran a continuación

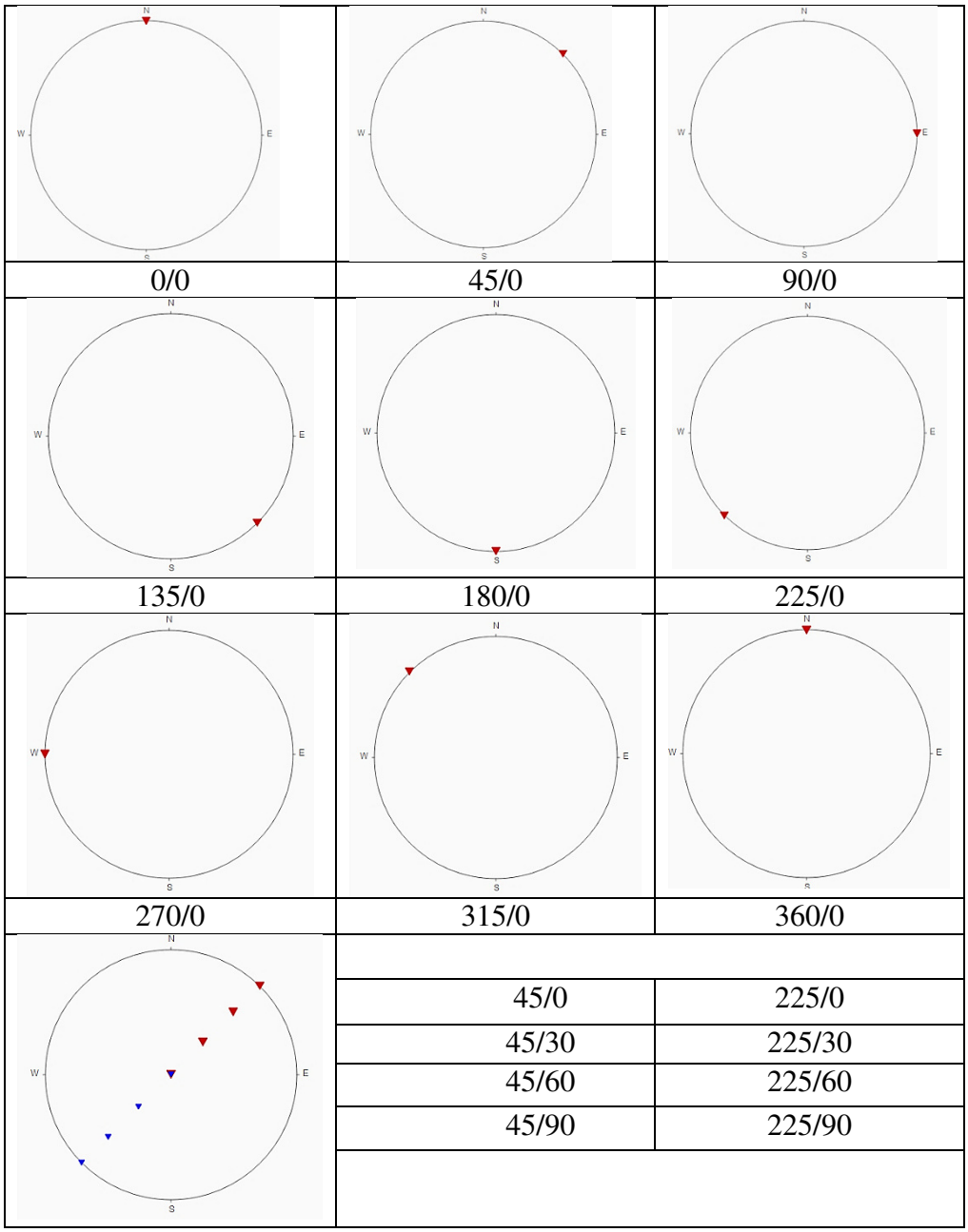


Figura 3.12 Proyección equiareal de vectores normales, la orientación está dada en términos de trend/plunge.

Este método de proyección es empleado en este trabajo para mostrar la proyección de los vectores normales y la orientación media de los vectores unitarios en cada familia de discontinuidades.

3.1.2.2 Proyección Equiangular

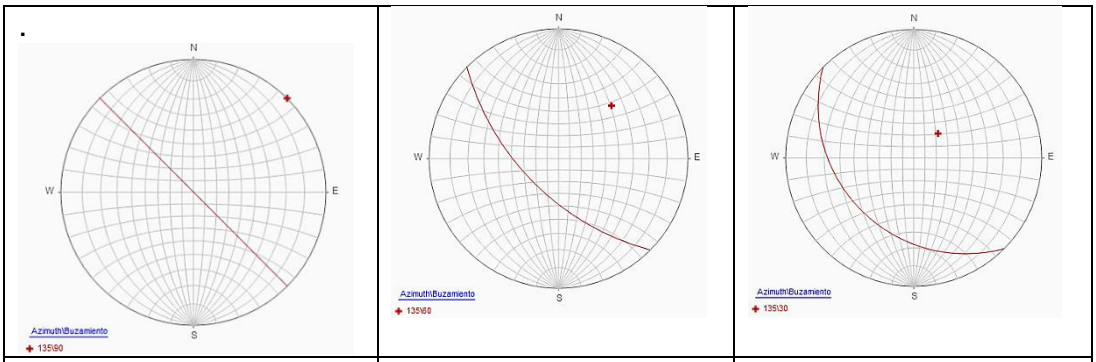
El método de proyección estereográfica equiangular fue llevada a cabo empleando las ecuaciones mostradas en la tabla 2.8 , el cual emplea los

cosenos directores obtenidos a partir del trend, plunge del vector unitario, (tratado en la sub sección 2.2.2.5). Este método de proyección estereográfica fue probado inicialmente mediante vectores unitarios cuyos trend, plunge, cosenos directores, azimuth(AZ) y buzamiento(Buz) se muestran en la siguiente tabla

Trend/ plunge	uE	uN	uZ	**AZ**	**Buz**
45/0	0.7071063120935	0.7071072502792	0	135	90
45/30	0.6123721858134	0.6123729983062	0.499999616987256	135	60
45/60	0.353553697708	0.3535541668015	0.866024961519134	135	30
45/90	9.381850462E-07	9.381862910E-07	1	135	0
225/0	-0.7071044357184	-0.7071091266468	0	315	0
225/30	-0.6123705608245	-0.6123746232887	0.499999616987256	315	60
225/60	-0.3535527595190	-0.3535551049868	0.866024961519134	315	30
225/90	-9.38183E-07	-9.38189E-0	1	315	0
80/30	0.852868572	0.150384777	0.499999617	170	60

Tabla 3.2 Trend / plunge de vectores normales, dirección y buzamiento de sus respectivos planos de discontinuidad.

A partir del trend y plunge se obtienen los cosenos directores y luego el azimuth y buzamiento (tratado en la sub sección 2.2.2.5), luego estos se grafican según la ecuaciones en la tabla 2.8. Las proyecciones de los vectores de la tabla anterior con su respectivo plano se muestran a continuación



45/0	45/30	45/60

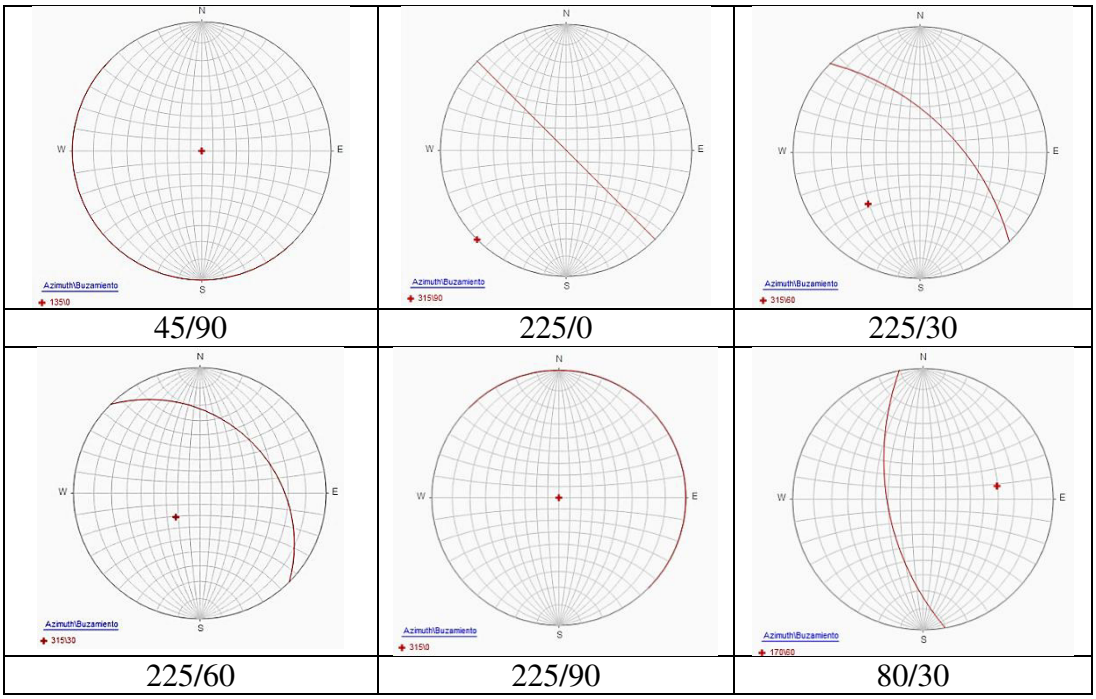


Figura 3.13 Representación de planos de discontinuidad y sus respectivos polos, a partir del trend y plunge del vector normal al plano.

Este método de proyección se empleó en este trabajo para mostrar los sistemas o familias de discontinuidades con sus respectivos polos encontrados en el macizo rocoso.

3.2 Materiales

Los materiales empleados para desarrollar la metodología propuesta incluyen: modelos digitales 3D, software específicos y materiales de campo.

3.2.1 Modelos digitales 3D (nube de puntos)

Las nubes de puntos empleadas en el presente estudio han sido las siguientes:

3.2.1.1 Generadas por computador

Se generaron superficies planas con la ecuación del plano:

$$AX+ BY +CZ +D=0$$

Estas no contienen irregularidades, al tratarse de superficies completamente lisas se conoce de antemano los vectores normales al plano y con ello la representación esperada en el estereograma, estos fueron empleados para probar la correcta representación de la orientación de vectores normales en los estereogramas.

Expresando la ecuación del plano en función de su vector normal (Nx, Ny, Nz):

$$(Nx)X + (Ny)Y + (Nz)Z + D = 0$$

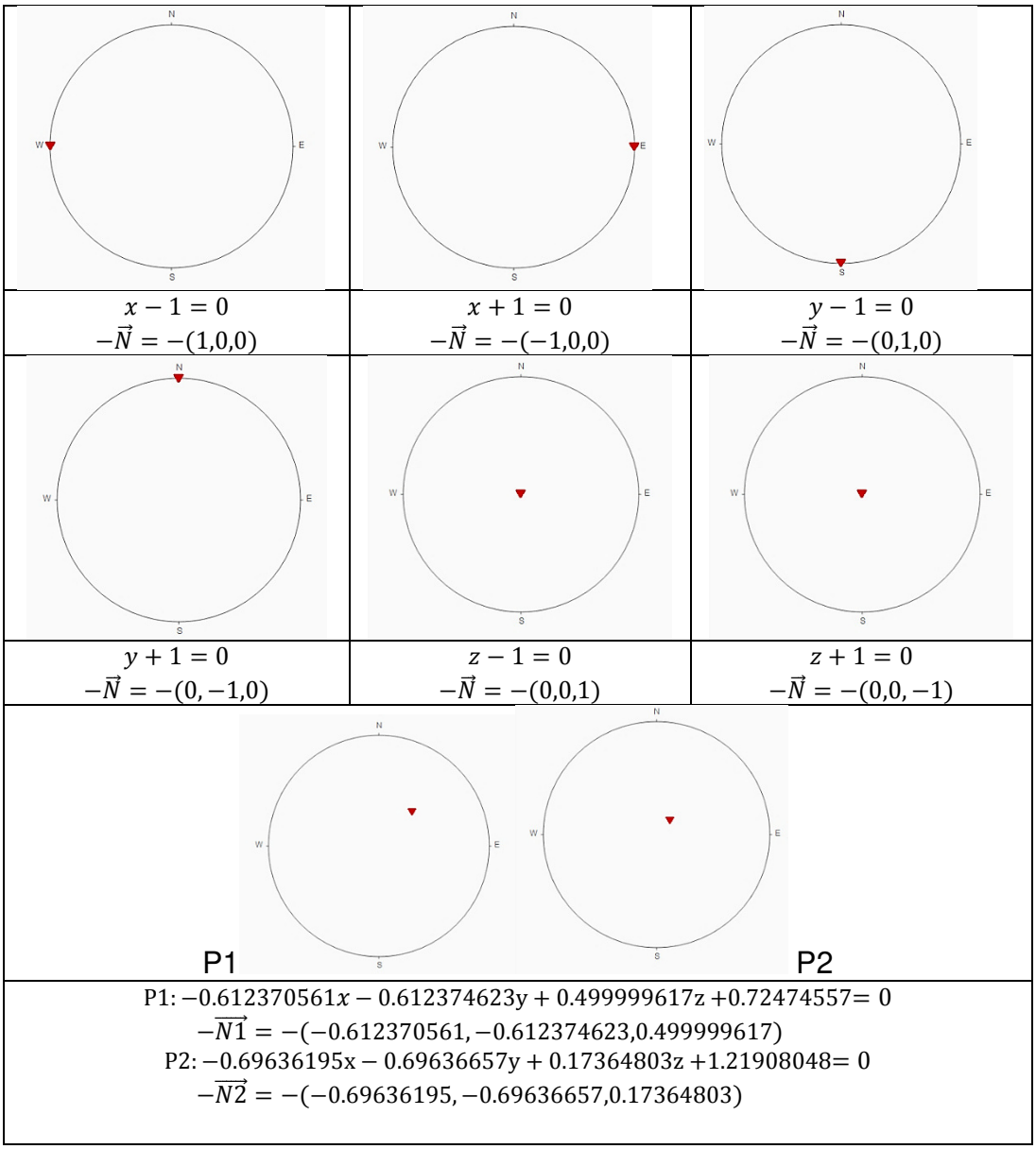


Figura 3.14 Proyección vectores normales a planos.

En la figura anterior se observa la representación estereográfica de vectores normales a sus respectivos planos

3.2.1.2 LiDAR y fotogrametría Structure from Motion

Las nubes de puntos obtenidos mediante estas técnicas de adquisición remota de datos corresponden a los siguientes lugares:

- Caso A : Kingston, Ontario, Canadá
- Caso B: Socabaya, Arequipa, Perú.

Estos casos corresponden a taludes escavados en afloramientos rocosos junto a carreteras.

La nube de puntos correspondiente al caso A ha sido tomada del repositorio Rock Bench (Lato, 2010) este ha sido obtenido utilizando el equipo de escaneo laser Leica HDS6000, los datos obtenidos han sido almacenados en formato .ply, el cual contiene información de las coordenadas y color de los puntos, este consta de un total de 2'075,412 puntos.

La nube de puntos correspondiente al caso B ha sido obtenida utilizando la técnica fotogramétrica Structure from Motion, se tomaron un total de 77 fotos a una distancia promedio aproximada de 5 m. El modelo reconstruido consta de un total de 2'694,847 puntos almacenados en un archivo .txt. Este modelo digital 3D fue obtenido empleando el software Agisoft PhotoScan v1.2.0.

3.2.2 Software empleado

Se emplearon los siguientes programas y librería para probar la metodología propuesta:

- **Visual Studio C++:**
  Entorno de desarrollo integrado de Microsoft, empleado para el desarrollo de programas. En este trabajo se empleó la versión 2010.

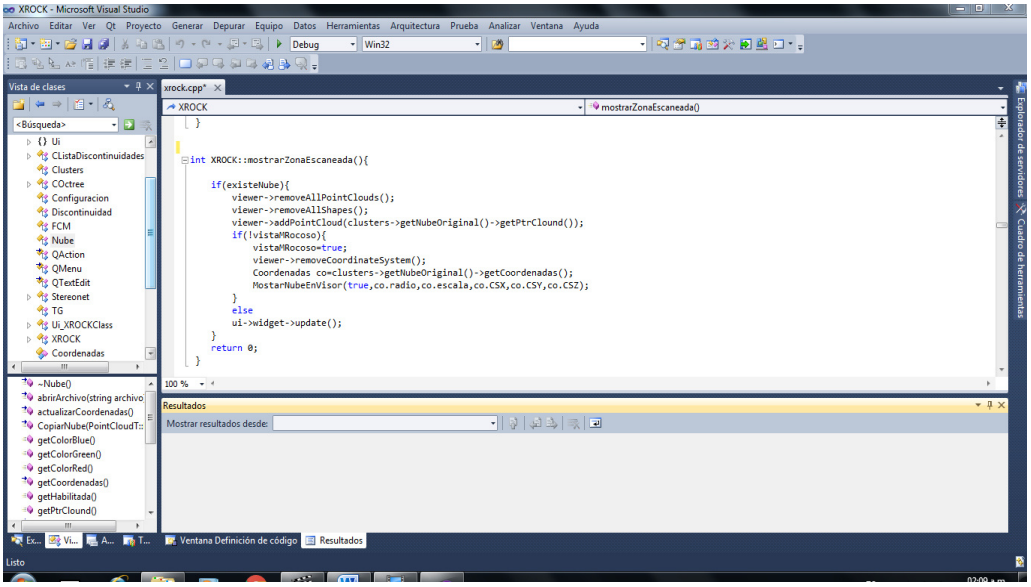


Figura 3.15 IDE VC++ empleado para la implementación de la metodología propuesta.

- **Point Cloud Library (PCL) :**

Point Cloud Library es un proyecto open-source (el código fuente está disponible de acuerdo a una licencia BSD, Berkeley Software Distribution) este ha sido desarrollado para imágenes 2D/3D y el procesamiento y manipulación de nube de puntos. Esta librería está escrita en C++. En este trabajo se empleó la versión 1.7.

- **Agisoft Photoscan :**

Es una herramienta profesional para fotogrametría, este genera datos espaciales 3D.

La versión empleada de este software fue v1.2.0

Este software fue empleado para reconstruir el modelo digital 3D siguiendo el siguiente flujo de trabajo:

1) Alineamiento de imágenes

Se detecta los puntos característicos en cada imagen y posteriormente se hace una correspondencia de puntos característicos entre fotografías

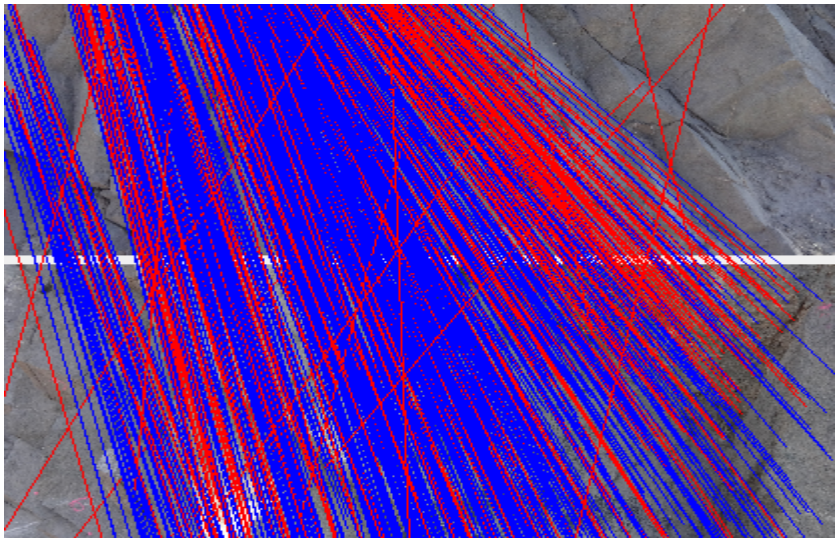


Figura 3.16 Alineamiento de imágenes realizado por el software Agisoft Photoscan

2) Obtención de nube de puntos dispersas

En este punto se ejecuta un algoritmo de ajuste que permite transformar las coordenadas de los puntos característicos en las imágenes a puntos 3D que cubrirán la zona de interés, el resultado es nube de puntos característicos dispersa, posicionados según un sistema 3D de referencia local.

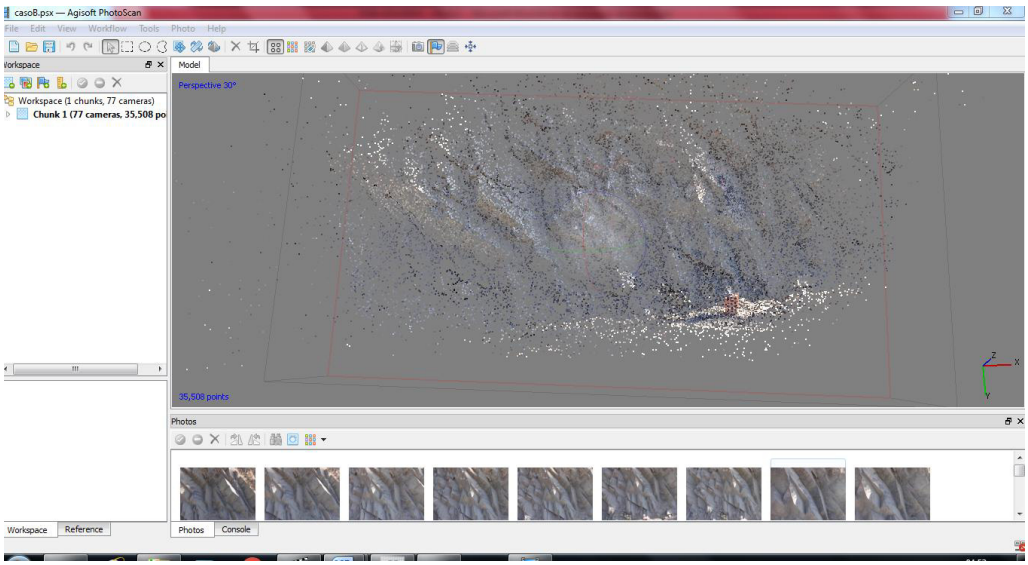


Figura 3.17. Nube de puntos dispersa obtenido con el software Agisoft Photoscan.

3) Obtención de nube de puntos Densas

En esta última etapa se intensifica la nube de puntos dispersa.

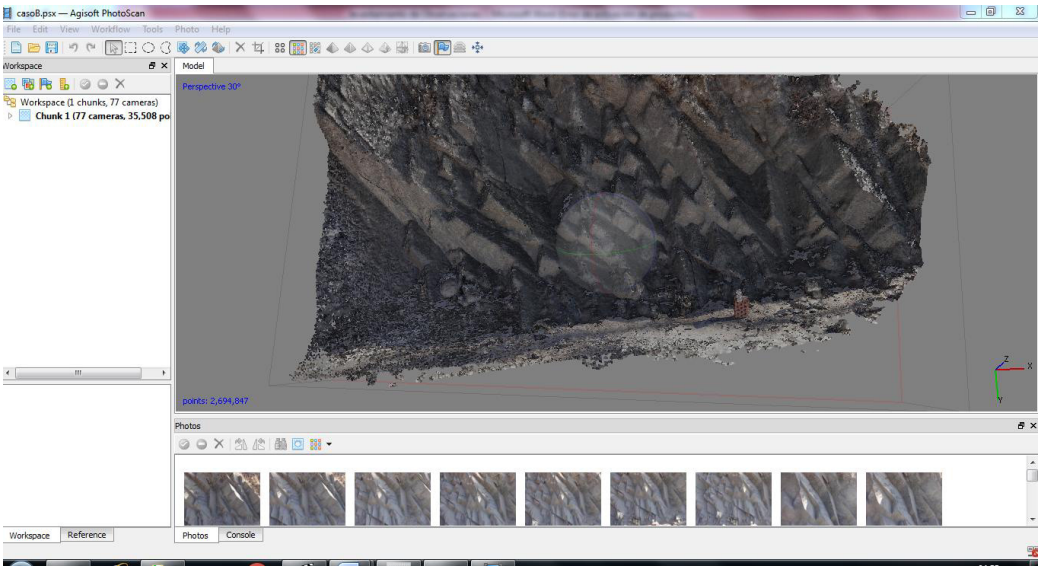


Figura 3.18. Nube de puntos densa obtenida con el software Agisoft Photoscan.

La posición de la cámara al momento de tomar la fotografía es determinada automáticamente por el software como se muestra en la siguiente figura.

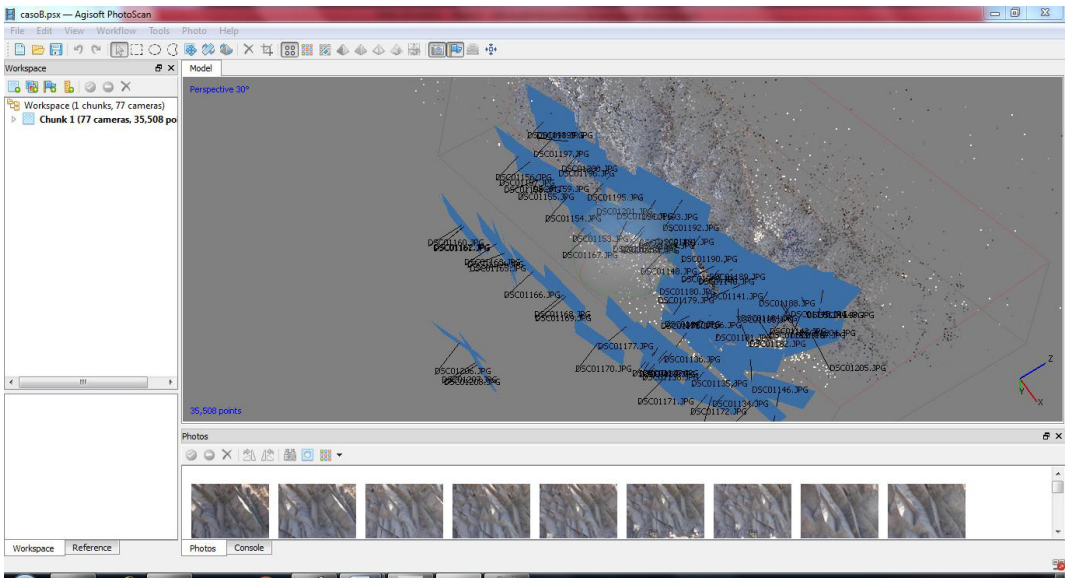


Figura 3.19 . Posición de la cámara fotográfica al momento de la toma de las fotografías del macizo rocoso, estos fueron tomados a una distancia de 3m y 6m.

Obtenida la nube de puntos se procedió a escalarla mediante 12 puntos de control que se muestran en la siguiente imagen

Figura 3.20. Ubicación de los puntos de control sobre el macizo rocoso, mediante el software Agisoft Photoscan.

En este caso no fue necesario llevar el modelo digital a su posición real por lo que no se emplearon las coordenadas Norte, Este, altura.

El modelo digital fue orientado mediante brújula, por lo que su orientación no es exacta.

El error obtenido durante el escalado del modelo digital es de 3cm, este es mostrado en la siguiente imagen.

Scale Bars	Distance (m)	Accuracy (m)	Error (m)
1a_1b	0.200000	0.001000	0.013073
2a_2b	0.316000	0.001000	0.020156
3a_3b	0.307000	0.001000	0.014031
4a_4b	0.461000	0.001000	0.030610
5a_5b	0.706000	0.001000	-0.050492
6a_6b	0.234000	0.001000	0.015937
Total Error			**0.027430**

Figura 3.21 Error obtenido al escalar la imagen mediante el software Agisoft Photoscan.

3.2.3 Materiales de campo

Los materiales de campo empleados en el presente estudio han sido los siguientes:

- Brújula, flexómetro, cuaderno de apuntes.

Estos han sido empleados para la toma de datos de las discontinuidades en el caso de estudio B, para su posterior comparación con la obtenida mediante la aplicación de la metodología propuesta.

- Cámara fotográfica

Se empleó una cámara fotográfica para obtener fotografías de la zona correspondiente al caso de estudio B y cuyas características se muestran en la tabla 3.3.

Tipo de cámara	Sony DSC-WX80
Pixeles efectivo	15.9 millones
Sensor	Exmor R CMOS
Tamaño imagen	4608x3456
Longitud focal	4.5 mm
Zoom	8X

Tabla 3.3 Características de la cámara fotográfica

CAPITULO IV

CASOS DE ESTUDIO

En el presente capítulo se prueba la metodología propuesta aplicándolo a dos macizos rocosos, llamados aquí casos de estudio. La elección de estos casos de estudio y resultados obtenidos al aplicar la metodología son tratados aquí.

4.1 Elección de los casos de estudio

La elección de los casos de estudio envuelve la búsqueda de datos y de afloramientos rocosos en los cuales las discontinuidades se presenten mayormente como superficies expuestas y no como trazas, los datos de escaneo laser correspondientes al caso de estudio A fue obtenido del repositorio Rock Bench, el cual es tomado aquí como un Benchmark, esto es un caso de referencia utilizado para comparar los resultados obtenidos aquí con los obtenidos por con otras metodologías, mientras para el caso

de estudio B se eligió el paraje de la Mansión del fundador, la elección de este se hizo teniendo en cuenta, la cercanía de la zona de estudio y accesibilidad para la realización del trabajo.

4.2 Caso A

Este caso de estudio figura 4.1 corresponde a un afloramiento de Ortogneis. Este se encuentra a 30 Km al norte de Kingston, Ontario cerca de Brewers Mills, a este lugar se puede llegar a partir de Kingston siguiendo la autopista 15. Este macizo rocoso se encuentra ubicado en las coordenadas

Caso de Estudio	Coordenadas UTM (WGS 84)		Zona	Banda
	Este	Norte		
A	395424.02	4917289.53	18	T

Tabla 4.1 Ubicación mediante coordenadas UTM del talud del caso de estudio A.

El afloramiento muestra una fuerte estructura planar, no evidencia plegamiento, pudiendo estos pliegues haber sido transpuestos (Lato, 2010)

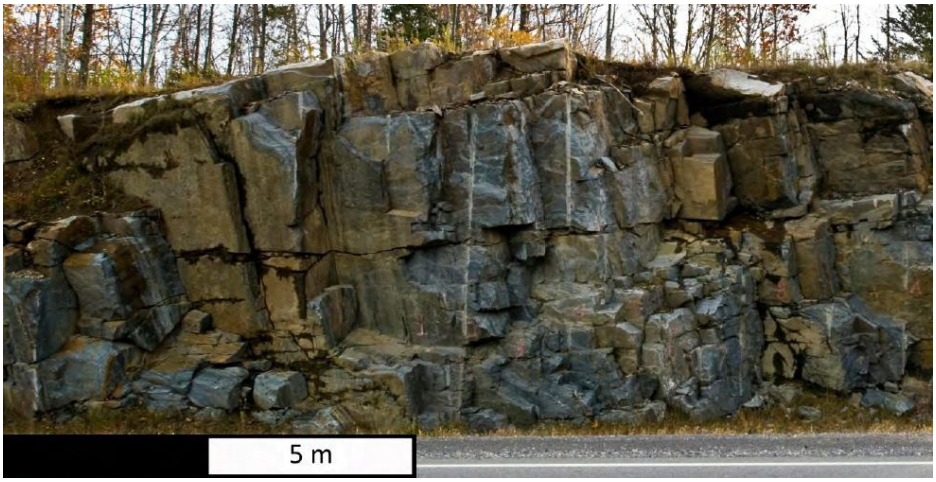


Figura 4.1 Fotografía del afloramiento de ortogneis en Ontario, Canadá (Lato, 2010).

La edad del macizo rocoso fue estimado entre 1180 – 1140 Ma, en este se observa principalmente tres familias de discontinuidades, dos de los cuales son aproximadamente verticales y el otro aproximadamente horizontal (Lato, 2010).

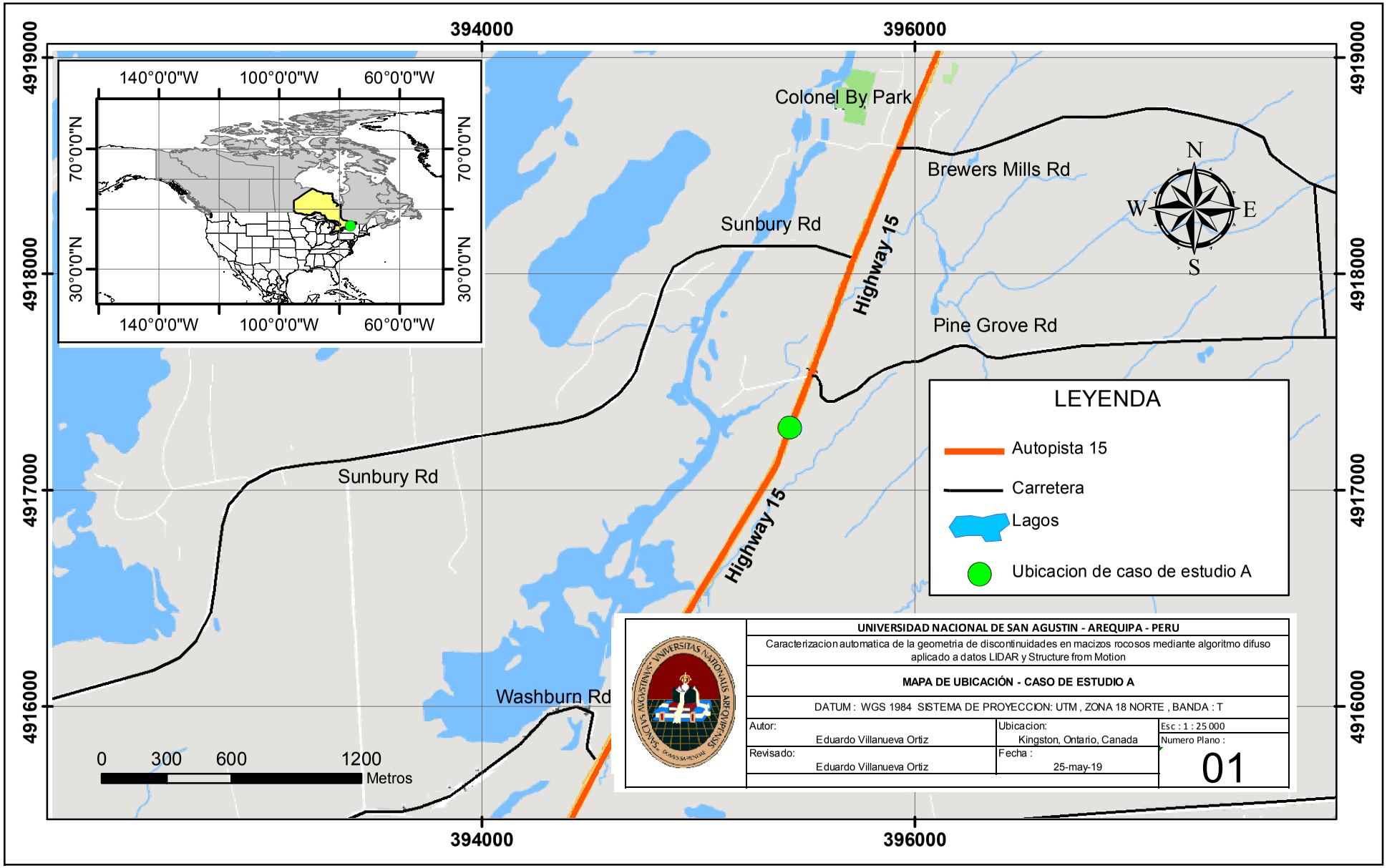


Figura 4.2 Mapa de ubicación para el talud del caso de estudio A

A continuación se muestran los resultados obtenidos al aplicar ambas variantes de la metodología propuesta a este caso de estudio.

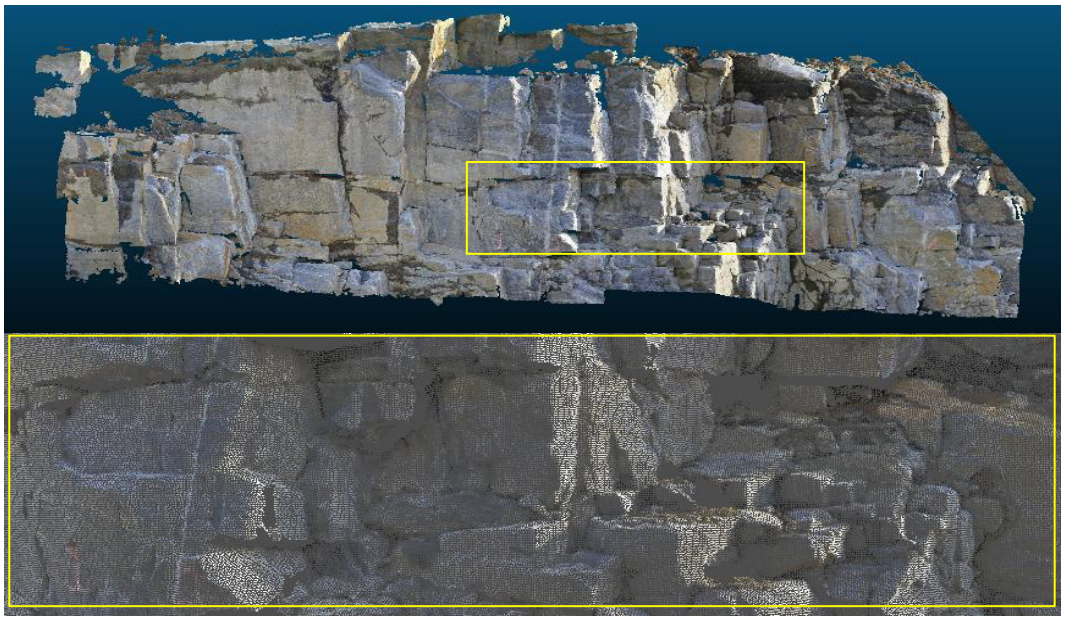


Figura 4.3 Nube de puntos correspondiente al ortogneis (arriba) y zoom sobre recuadro amarillo (abajo).

a) ORIENTACION

Variante 1:

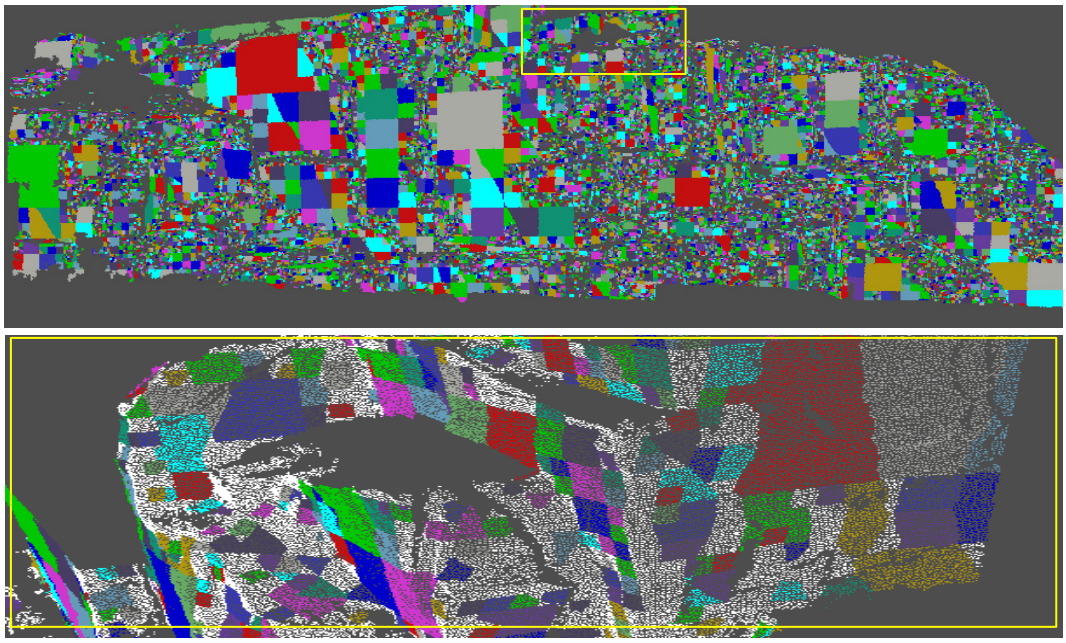


Figura 4.4 Superficies aproximadamente planas determinadas mediante Octree y PCA. Planos mostrados como parches coloreados aleatoriamente (arriba), zoom sobre recuadro amarillo (abajo).

En la figura 4.3 se observa la nube de puntos obtenida mediante la técnica LiDAR.
En la variante 1 las superficies aproximadamente planas son encontradas en el modelo digital 3D mediante la división recursiva en cubos de este modelo, las superficies aproximadamente planas en esta variante es determinada mediante un test de coplanaridad.

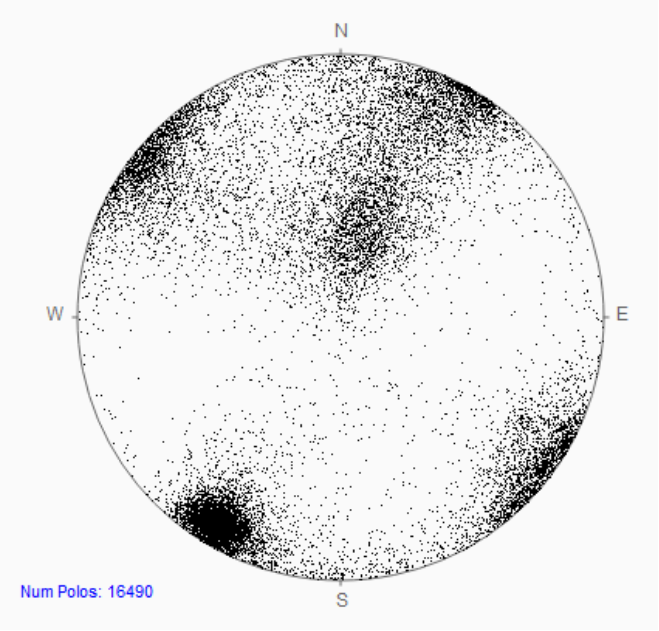


Figura 4.5 Proyección equiareal de vectores normales.

El test de coplanaridad determina la curvatura de la superficie mediante los autovalores obtenidos de la técnica PCA, tal como se muestra en la metodología descrita en el capítulo anterior, Si este es aproximadamente plano, se determina su vector normal.

La proyección estereográfica de los vectores normales obtenidos con esta variante es mostrada en la figura 4.5 y en la figura 4.6 las familias de discontinuidades determinadas mediante el algoritmo difuso, en este caso se observan 3 familias de discontinuidades. Los vectores proyectados en color plomo (puntos de color plomo) representan ruido, esto es vectores cuyo grado de pertenencia a cualquier familia es menor al mínimo establecido que para este trabajo es 0.6.

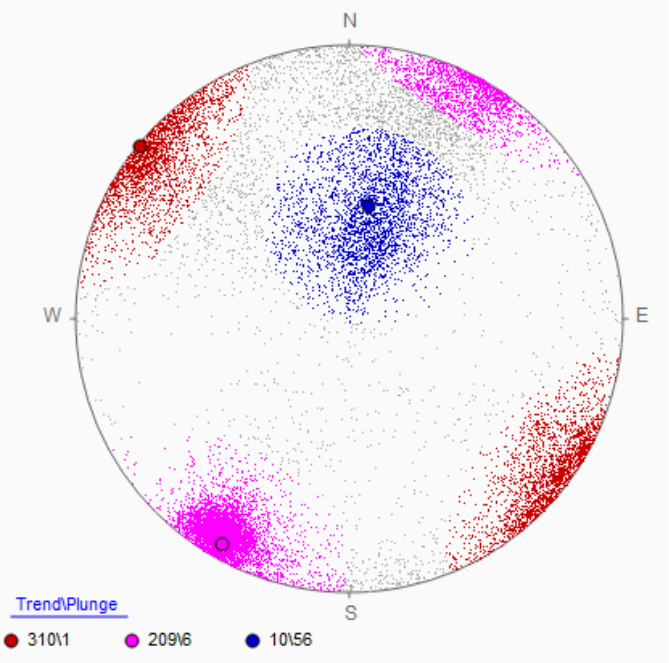


Figura 4.6 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades.

La figura 4.7 muestra los planos de discontinuidad y sus respectivos polos, estos son determinados a partir de los datos obtenidos de la figura 4.6.

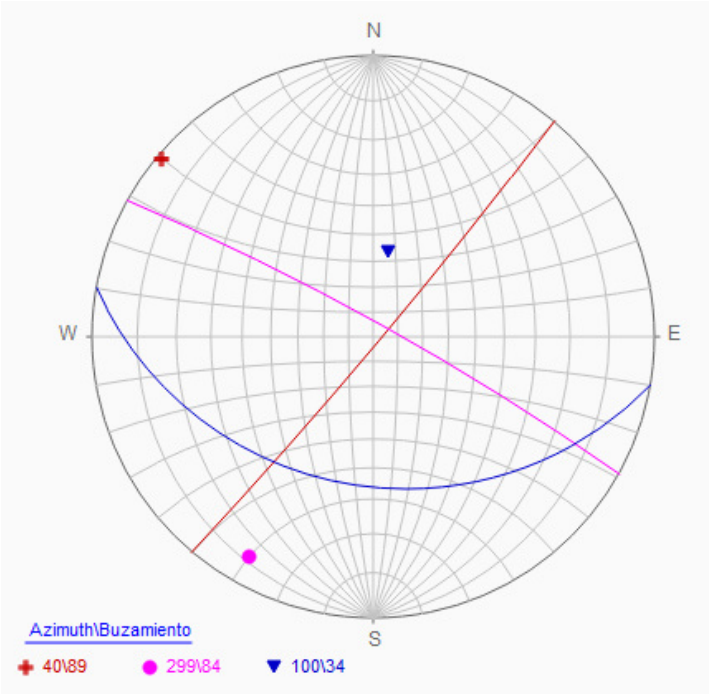


Figura 4.7 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos.

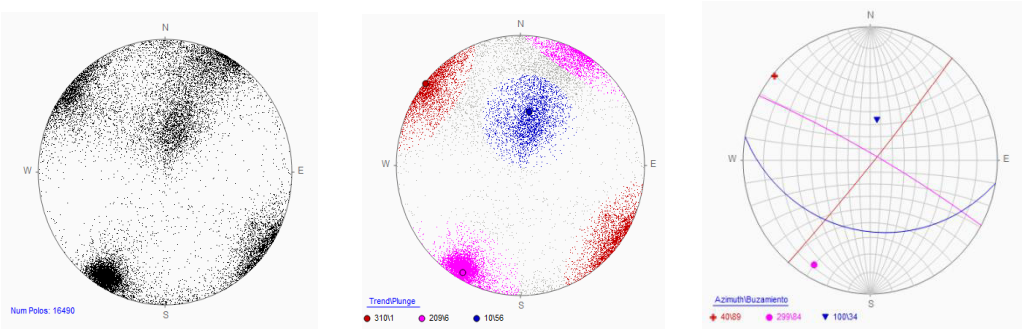


Figura 4.8 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda), mediante clustering (centro).

Variante 2:

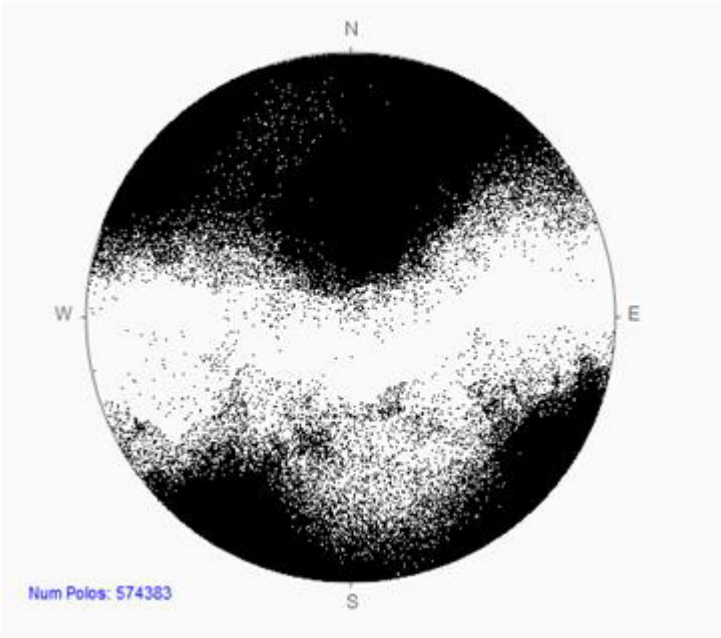


Figura 4.9 Proyección equiareal de vectores normales.

En la variante 2 se determinan vectores normales para cada punto en el modelo digital 3D, para ello se determinan superficies aproximadamente planas a partir de una vecindad de puntos con respecto a un punto en particular, por ello esta variante presenta más vectores normales que la variante 1 como se observa en la figura 4.9.

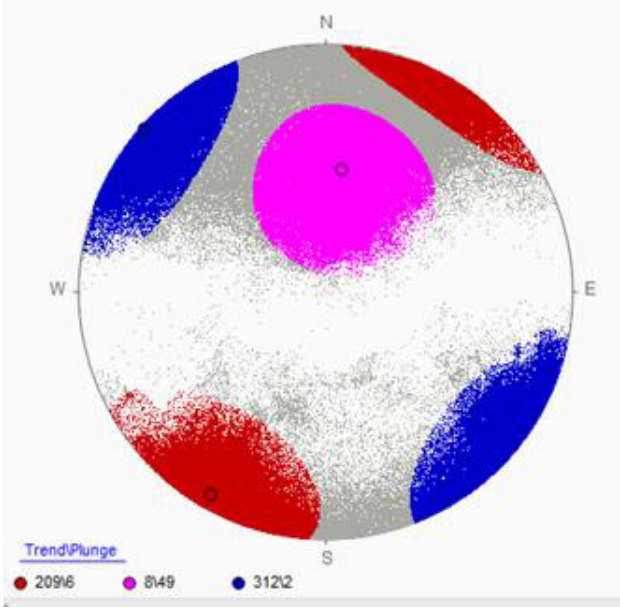


Figura 4.10 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades.

.

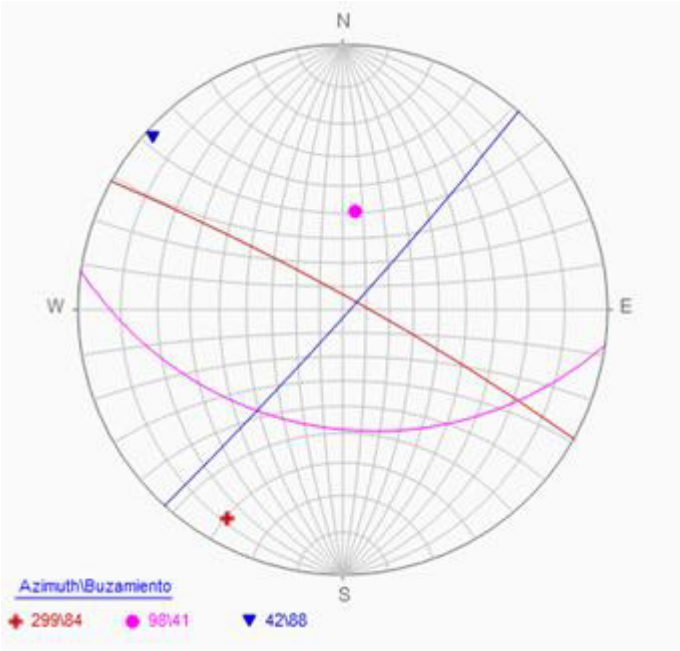


Figura 4.11 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos.

En la figura 4.12 se observa el proceso seguido a manera de resumen para determinar las familias de discontinuidades a partir de los vectores normales para la variante 2.

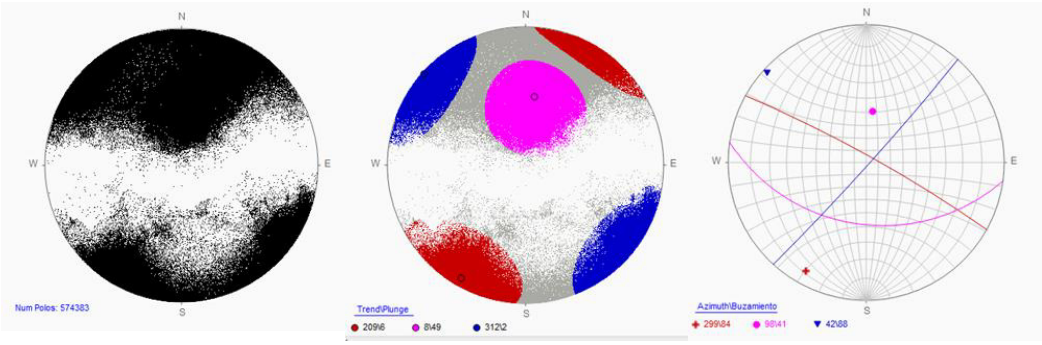


Figura 4.12 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda), mediante clustering (centro).

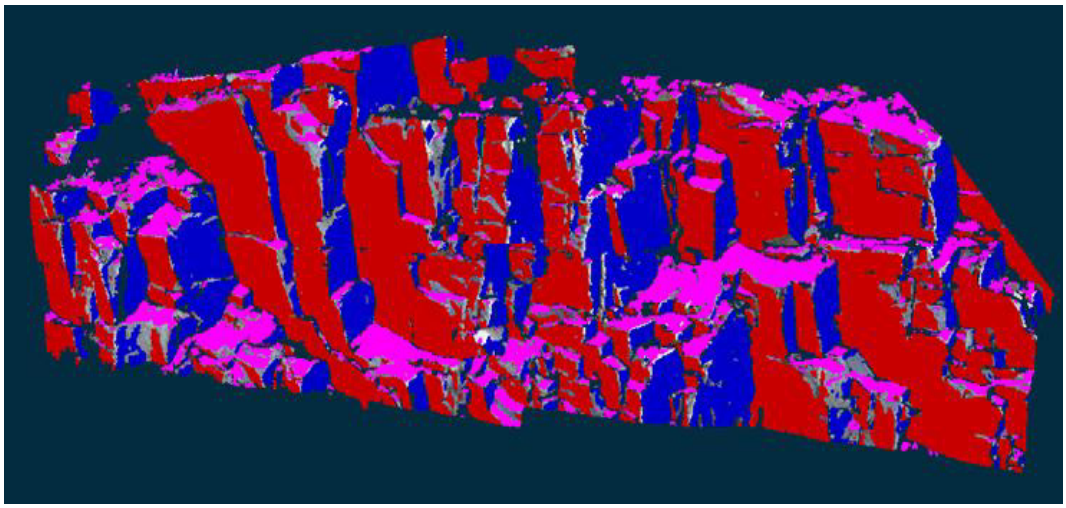


Figura 4.13 Clasificación de discontinuidades por familias, con un color identificando a cada familia.

Determinada las familias de discontinuidades (figura 4.10), los puntos correspondientes a los vectores que pertenecen a una familia pueden ser representados por un determinado color, lo que permite observar un modelo digital 3D clasificado por familias como se observa en la figura 4.13.

b) ESPACIAMIENTO

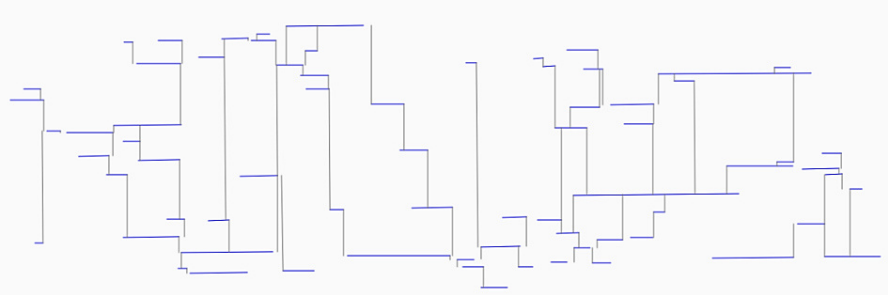


Figura 4.14 Espaciamiento normal para la familia aproximadamente horizontal, caso de estudio A.

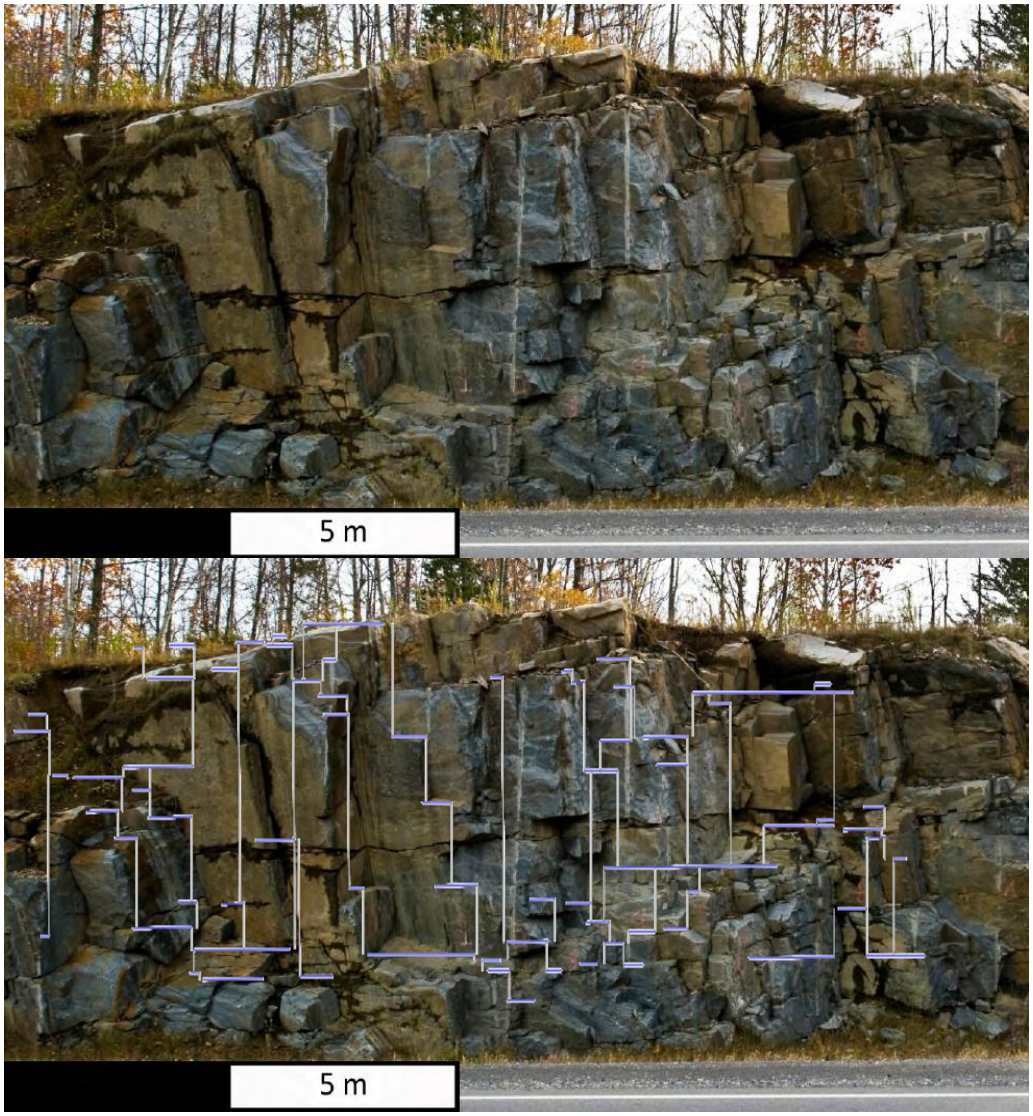


Figura 4.15 Fotografía de afloramiento rocoso (arriba) y Espaciamiento normal sobrepuesto sobre la fotografía para una familia de discontinuidades del caso de estudio A (abajo).

El espaciamiento normal para cada familia es determinado luego de haber determinado las familias de discontinuidades, en este caso cada plano en la familia es individualizado y proyectado al plano que representa la orientación media de la familia y luego proyectado a un plano vertical donde se medirán los espaciamientos, como se observa en la figura 4.14.

En la figura 4.15 se observa la sobre posición del espaciamiento normal obtenido, este no coincide en algunas posiciones debido a las distorsiones de geometría y de escala propias de las fotografías.

caso / familias		Espaciamiento Normal (m)			Desviación estándar
		media	mínimo	máximo	
A	j1	0.44	0.02	2.58	0.43
	j2	0.53	0.02	2.58	0.51
	j3	0.25	0.01	1.30	0.23

Tabla 4.2. Datos estadísticos expresados en metros para el espaciamiento normal del caso de estudio A.

4.3 Caso B

La zona de estudio se encuentra ubicado en la Mansión del fundador, este corresponde a un afloramiento rocoso de un cuerpo intrusivo dioritico, el cual es parte integrante del batolito de la costa (localmente recibe el nombre de batolito de la Caldera).

El batolito de la costa es uno de los principales rasgos geológicos en el Perú, esta es una cadena de plutones, que recorre el país de manera paralela a la cordillera central de los andes con una extensión de 1300 km, este a su vez es parte integrante de una cadena mayor de plutones del mesozoico tardío, los cuales han sido mapeados dese el sur de Chile hasta Venezuela. Esta cadena de plutones representa la ascensión de enormes volúmenes de magma a un nivel cercano a la superficie según Cobbing & Spencer (1979) citado en INGEMMET (1979).

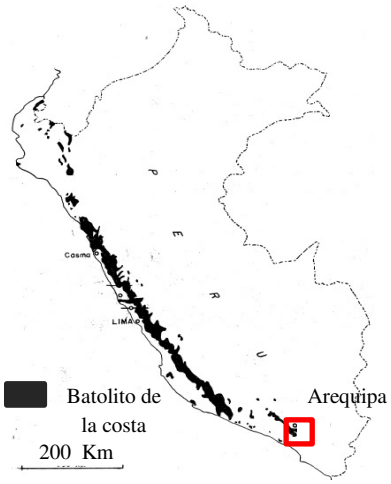


Figura 4.16 Ubicación del área de estudio, mostrado el afloramiento del Batolito Costanero del Perú (INGEMMET, 1979).

El batolito de la costa de geometría estrecha y alargada se emplazó a lo largo de fallas de rumbo durante el Albiano tardío al Paleoceno tardío. Las fallas de rumbo resultaron como consecuencia de la convergencia oblicua entre la placa Farallón/Nazca y la placa de América del Sur, habiendo influenciado en la geometría de las cuencas sedimentarias y los arcos volcánicos, así como en los estilos estructurales que fueron dominados por la tectónica vertical.

El segmento del batolito que se extiende desde Chala en el departamento de Arequipa hasta Tacna es denominado "segmento de Arequipa" el cual se ha emplazado en dos episodios distintos ocurridos entre 107 – 80 Ma. De acuerdo con MOORE & AGAR (1985) citado en Martínez, et al. (2018). Este segmento comprende las siguientes Superunidades los cual se emplazaron en el siguiente orden: 1) Superunidad Patap, 2) Superunidad Pampahuasi, 3) Superunidad Linga, 4) Superunidad Incahuasi 5) superunidad Tiabaya y otras unidades que no pueden asignarse a unidades específicas, donde cada Superunidad tiene su característica geoquímica propia de su historia evolutiva.

El emplazamiento de todos estos plutones intrusivos fue controlado por el sistema de fracturas transcurrentes preexistentes Cincha Lluta/

Incapuquio. El emplazamiento de los plutones fue mecánico de tipo "Stoping" sin distorsión de la roca caja (asimilación).

En el área de estudio se presentan afloramientos rocosos que corresponden a rocas plutónicas del batolito de la caldera, estas rocas por su composición y su relación de intrusión con las otras rocas batoliticas, son consideradas dentro del grupo Gabro-diorita, estas rocas mesozoicas del cretáceo inferior afloran en los alrededores siendo el mayor afloramiento entre los cerros Gloria y San Ignacio, exposiciones más pequeñas se hallan en los alrededores de Tiabaya y en distrito de Hunter (INGEMMET, 1970).

Esta zona de estudio se encuentra a aproximadamente a 7 km, en línea recta al S.O. de la ciudad de Arequipa. Políticamente se encuentra ubicado en el distrito de Socabaya, provincia y departamento de Arequipa, a este lugar puede llegarse mediante pista asfaltada, partiendo de la ciudad de Arequipa y pasando por las localidades de Ciudad Mi trabajo y Bellapampa.

Las coordenadas donde se ubican este talud se muestran a continuación

Caso de Estudio	Coordenadas UTM (WGS 84)		Zona	Banda
	Este	Norte		
B	227113.26	8178139.38	19	K

Tabla 4.3 Ubicación mediante coordenadas UTM para los taludes estudiados.

Figura 4.17 Fotografía del afloramiento dioritico en la mansión del fundador.

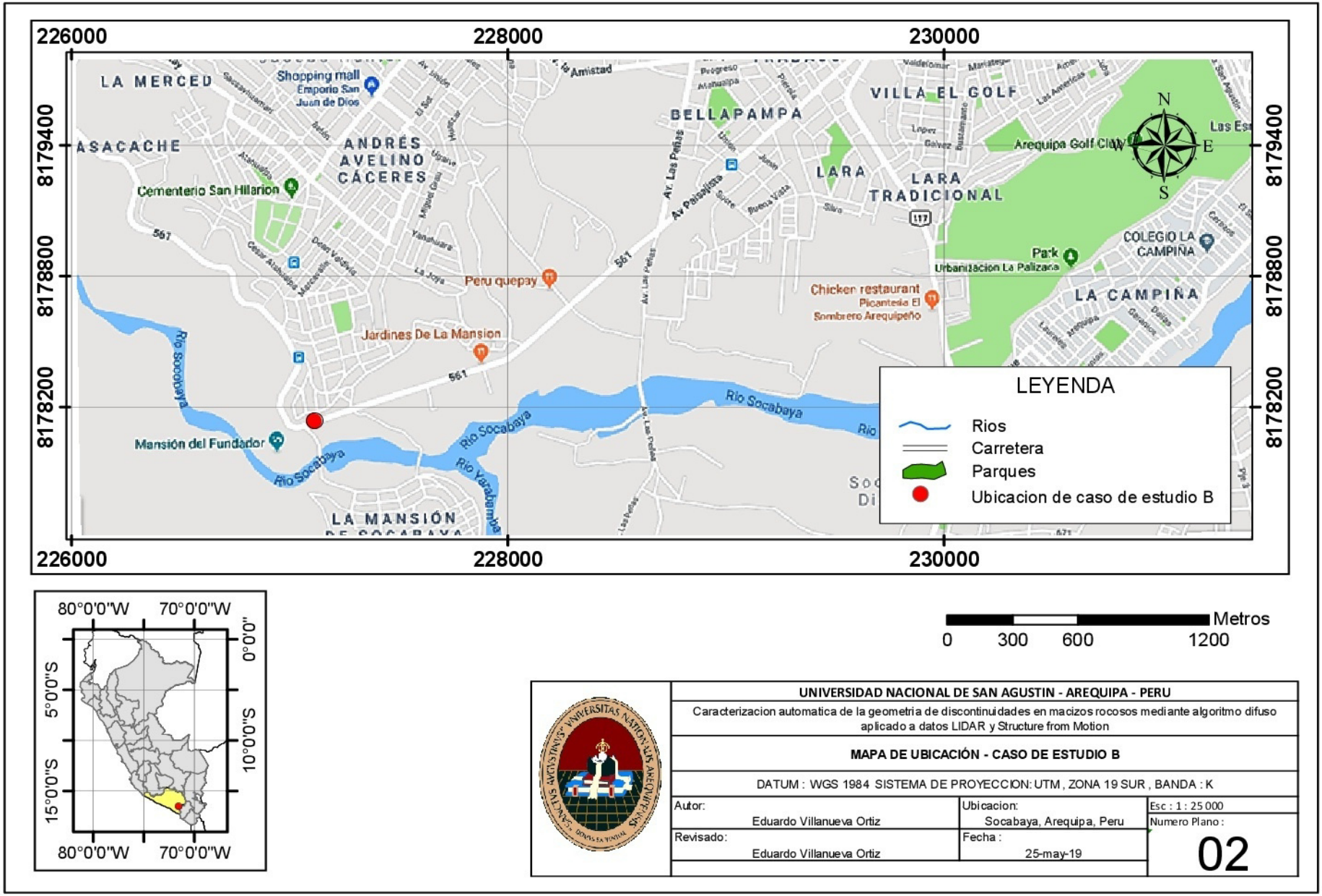


Figura 4.18 Mapa de ubicación para el talud del caso de estudio B

a) MÉTODO CONVENCIONAL

En este caso se realizó la caracterización de las discontinuidades empleando la brújula y el flexómetro. Para ello se tomaron datos de orientación y espaciamiento mediante Windows Sampling como se observa en la figura 4.19.

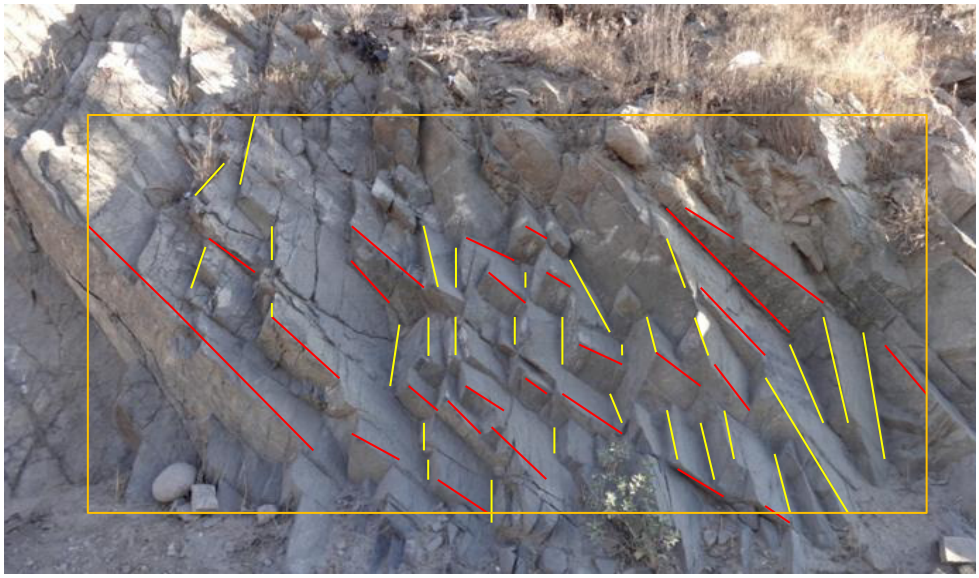


Figura 4.19 Determinación de la orientación en campo mediante Windows Sampling (recuadro anaranjado).

A continuación se muestra los datos obtenidos en campo y su proyección estereográfica.

Datos de campo							
Azimut	Buzamiento		Azimut	Buzamiento		Azimut	Buzamiento
035	51		265	64		267	69
290	56		028	60		039	63
038	71		024	54		256	65
135	59		145	75		144	84
029	54		283	68		138	72
036	58		029	56		296	53
027	49		141	66		280	65
158	75		148	60		032	57
267	62		153	67		291	67
020	54					291	68
140	73					264	74
						024	54

Tabla 4.4. Datos de orientación obtenidos mediante Windows sampling.

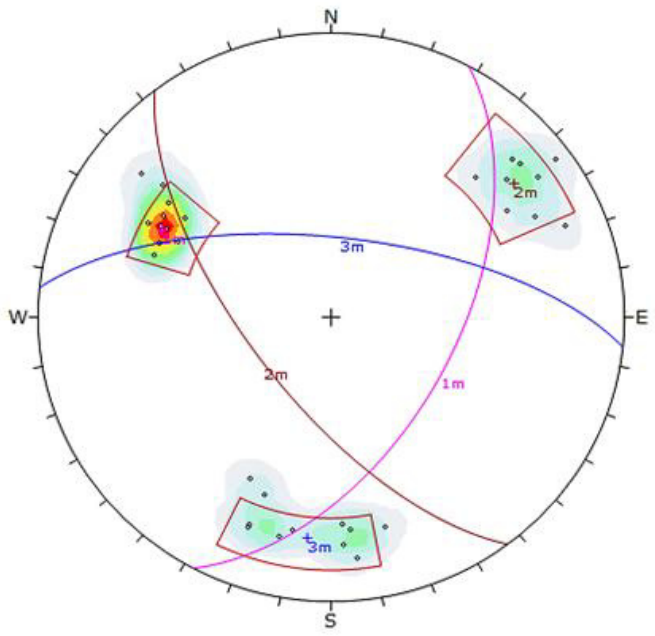


Figura 4.20 Proyección equiareal mediante el software Dips de los datos tomados en campo.

espaciamiento		
familia 1	familia 2	familia 3
0.2834	0.8909	0.1233
0.4398	0.3402	0.2637
0.2175	0.2970	0.1736
0.1675	0.1979	0.3830
0.3343	0.3463	
0.2911	0.1919	
	0.3295	
	0.3198	
	0.3336	
	0.5426	
Promedios :		
0.28893333	0.37897	0.2359

Tabla 4.5. Espaciamiento obtenido en campo para cada familia de discontinuidades.

b) METODOLOGÍA PROPUESTA

La metodología propuesta requiere que primero se tenga un modelo digital 3D del talud.

En el siguiente cuadro se muestran el número de fotos, las distancias a la cual se tomaron las fotografías y las características de la cámara fotográfica para generar el modelo digital 3D.

N° fotos y distancias de la cámara fotográfica al macizo rocoso	
N° fotos	77
Distancia de la cámara fotográfica al macizo rocoso	3 - 6 m
Distancia promedio de la cámara fotográfica al macizo rocoso	4.5 m
Características de la cámara fotográfica	
Tipo de cámara	Sony DSC-WX80
Pixeles efectivo	15.9 millones
Sensor	Exmor R CMOS
Tamaño imagen	4608x3456
Longitud focal	4.5 mm
Zoom	8X

Tabla 4.6. Características de la cámara fotográfica.

Este modelo fue obtenido mediante la técnica fotogramétrica Structure From Motion.

El resultado, Modelo digital 3D, mostrado en la siguiente figura es empleado para determinar las propiedades geométricas de las discontinuidades.

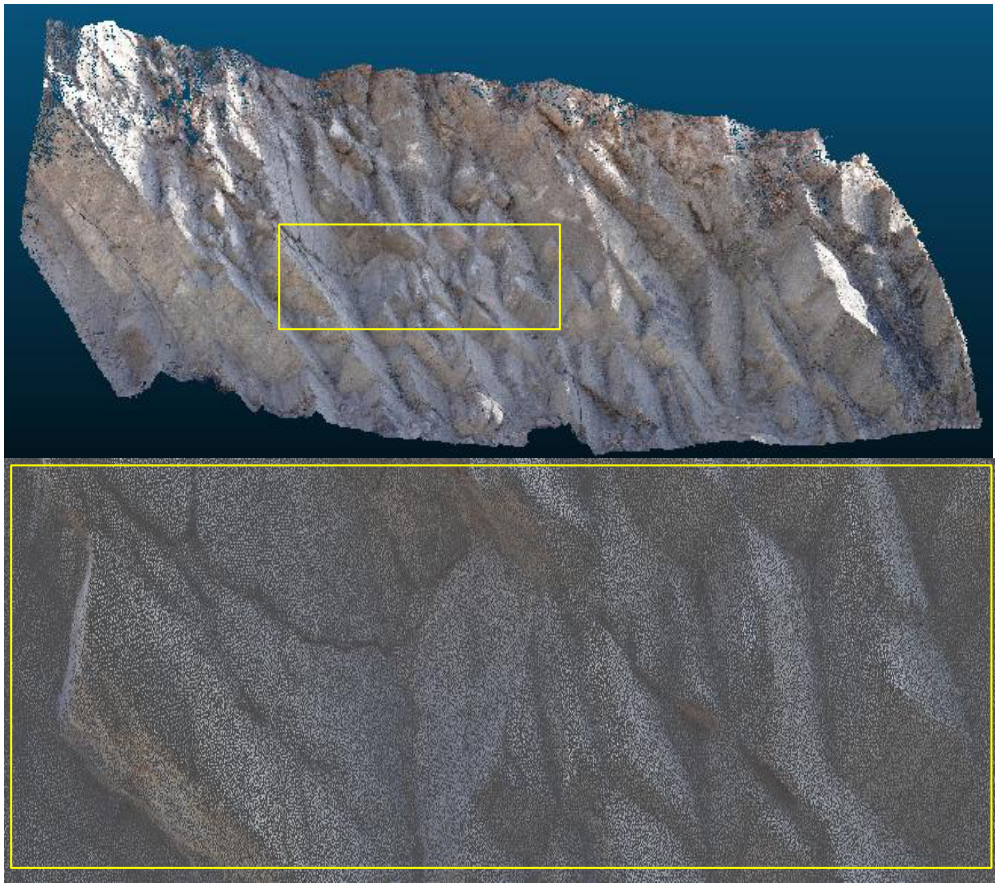


Figura 4.21 Nube de puntos del caso de estudio B (arriba) y zoom sobre el recuadro amarillo (abajo).

b1) ORIENTACION

VARIANTE 1:

Al igual que el caso de estudio anterior, las superficies aproximadamente planas encontradas en el modelo digital 3D es determinado a partir de la división recursiva en cubos del modelo. La data en cada cubo es examinada para determinar si son aproximadamente planas en cuyo caso se determina el vector normal a esta superficie, caso contario se vuelve a sub dividir el cubo.

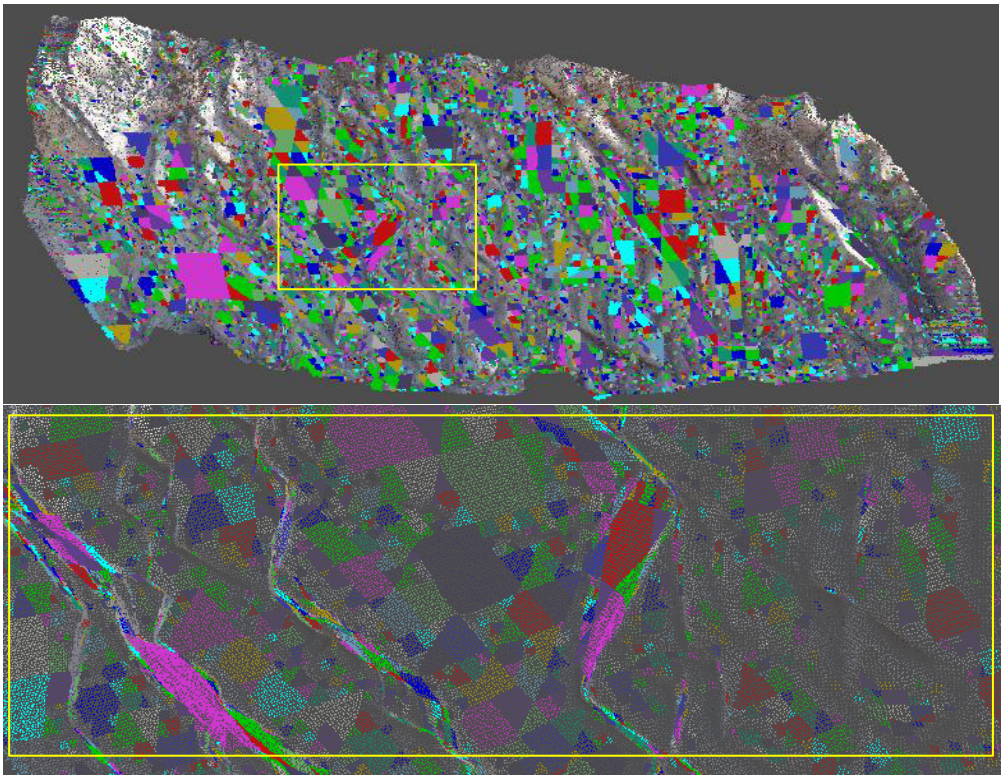


Figura 4.22 Superficies aproximadamente planas determinadas mediante Octree y PCA. Planos mostrados como parches coloreados aleatoriamente (arriba), zoom sobre el recuadro amarillo (abajo).

Como se observa en la figura 4.22 las superficies aproximadamente planas en cada cubo son coloreadas a manera de parches, con el fin de evaluar el algoritmo.

De cada uno de estos parches coloreados se obtiene su vector normal, según la metodología mostrada en el capítulo anterior. En la figura 4.23 se observa la proyección equiareal de los vectores normales obtenidos con esta variante.

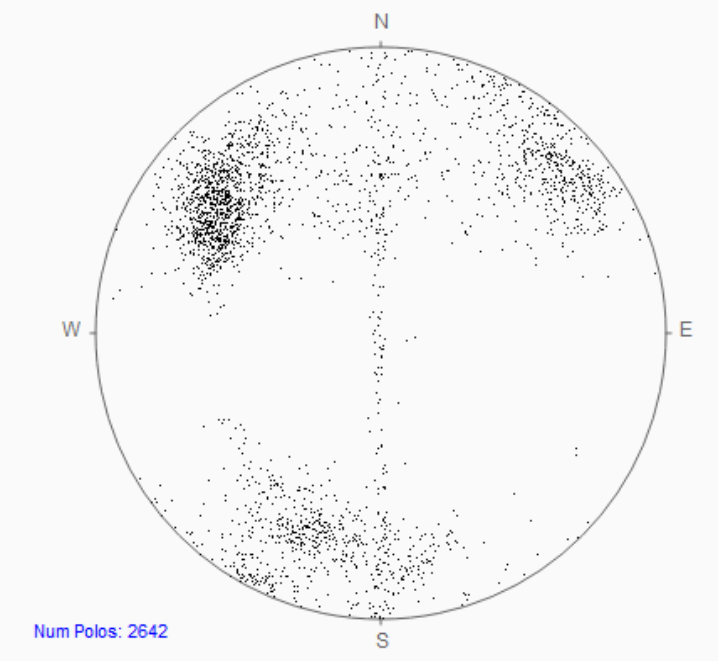


Figura 4.23 Proyección equiareal de vectores normales.

La figura 4.24 muestra las familias de discontinuidades determinadas automáticamente mediante el algoritmo difuso aplicado a los vectores normales de la figura 4.23.

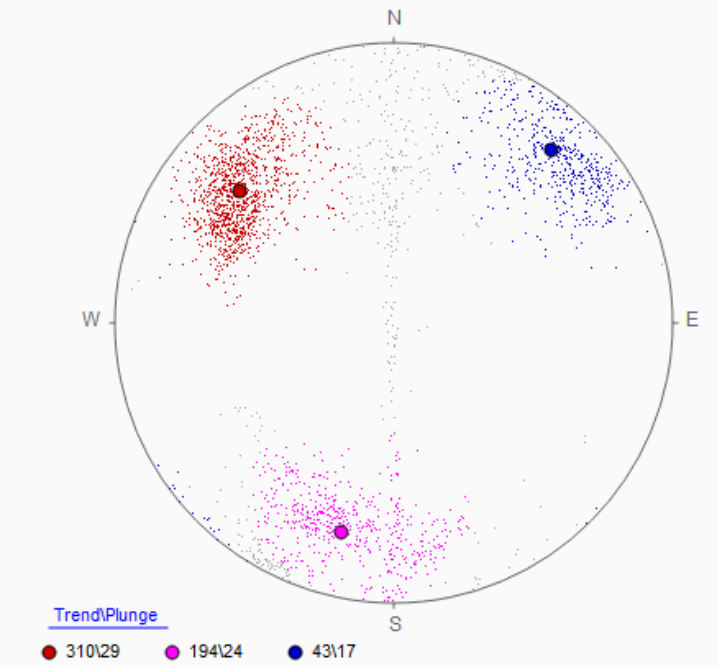


Figura 4.24 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades.

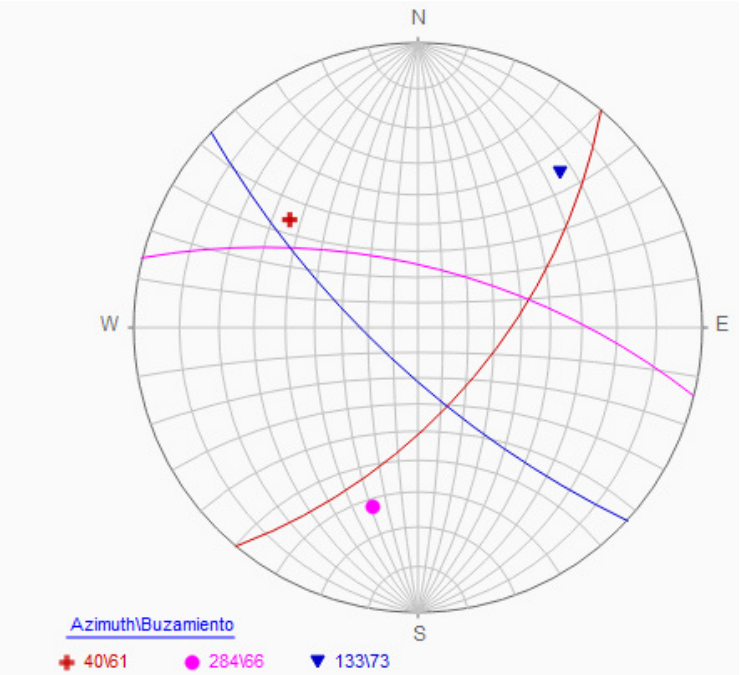


Figura 4.25 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos.

En la figura 4.25 se observa el sistema de discontinuidades determinado por el algoritmo.

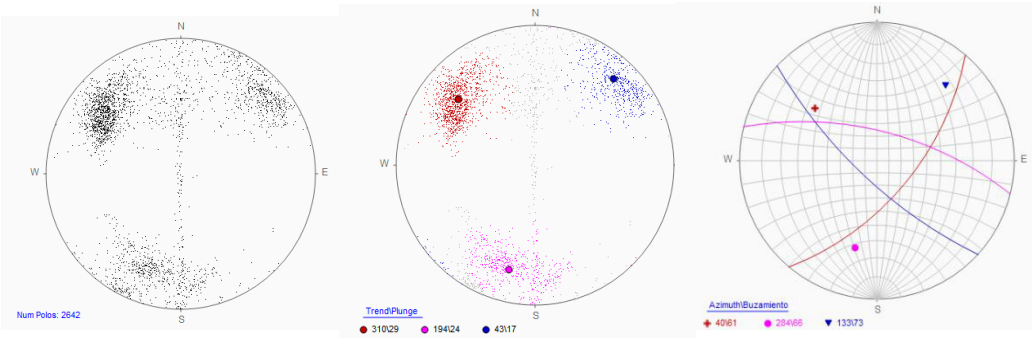


Figura 4.26 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda) mediante clustering (centro).

VARIANTE 2:

En esta variante se determinan vectores normales para cada punto en el modelo digital 3D, para ello se determinan superficies aproximadamente planas a partir de una vecindad de puntos, en la figura 4.27 se observa la proyección equiareal de los vectores normales obtenidos.

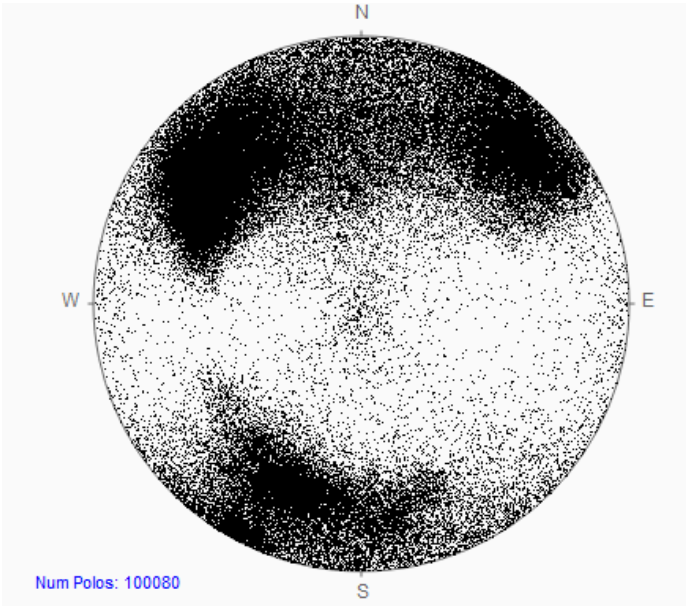


Figura 4.27 Proyección equiareal de vectores normales.

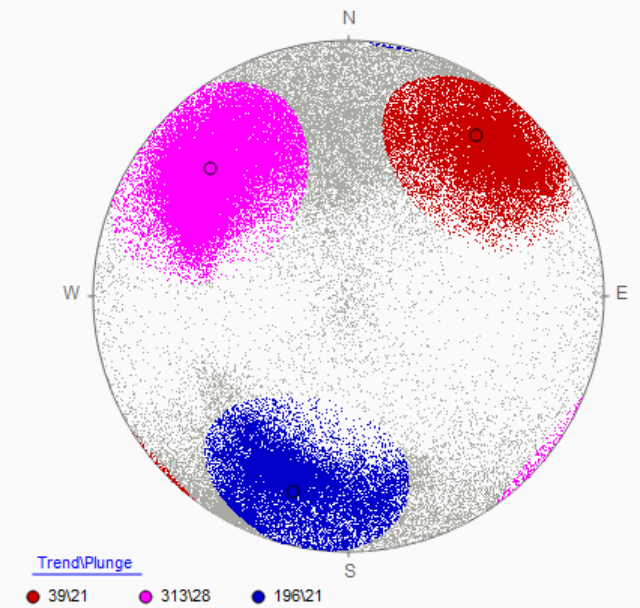


Figura 4.28 Proyección equiareal mostrando las familias de discontinuidades.

En la figura 4.28 se observan las familias de discontinuidades obtenidas (clusters) con la metodología propuesta y en la figura 4.29 los planos de discontinuidad obtenidos con sus respectivos polos.

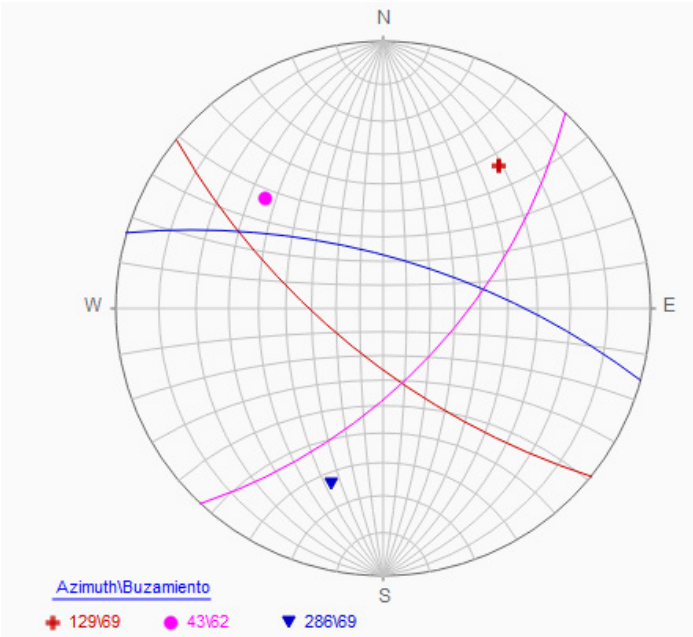


Figura 4.29 Proyección equiangular mostrando los planos y sus polos.

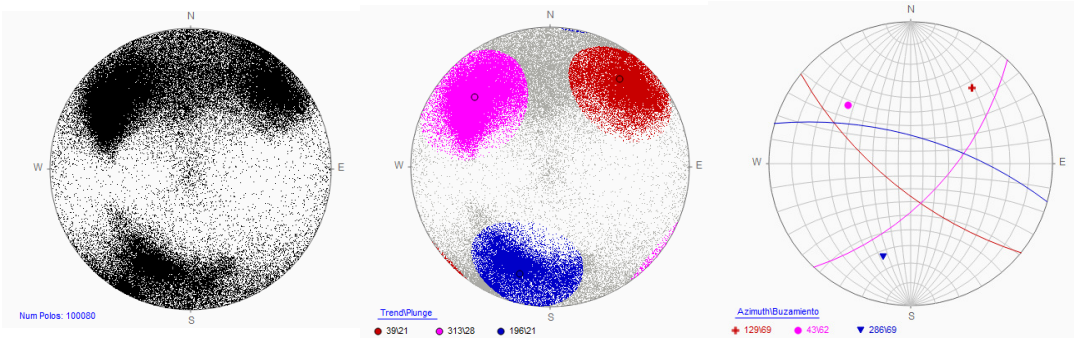


Figura 4.30 Proceso seguido para determinar los planos de discontinuidad y sus polos (derecha) a partir de los vectores normales (izquierda), mediante clustering (centro).

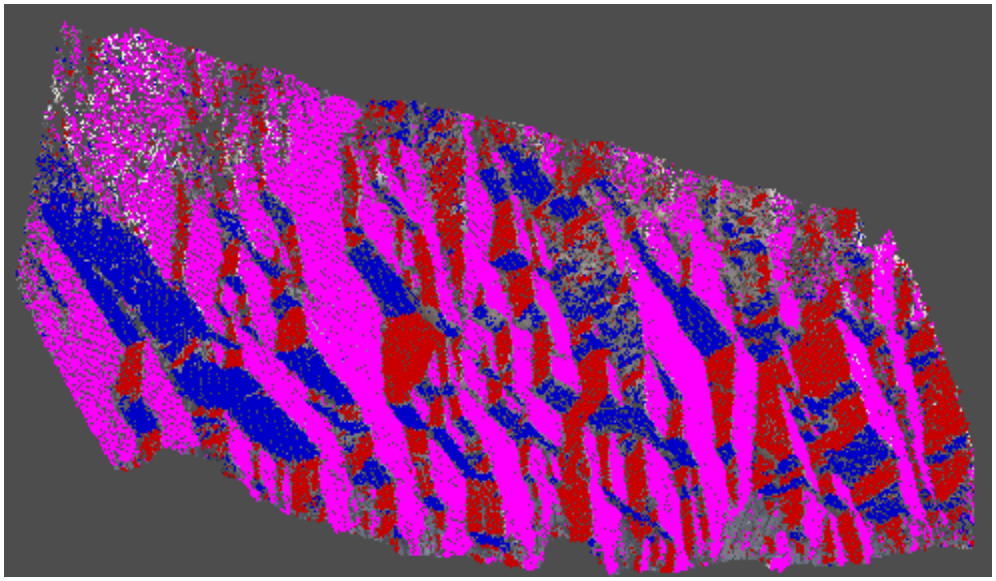


Figura 4.31 Clasificación de las discontinuidades por familias, con un color identificando a cada familia.

En la figura 4.31 se observa el modelo digital 3D del talud clasificado por familia de discontinuidades, esto es cada color representa una familia de discontinuidades.

b2) ESPACIAMIENTO

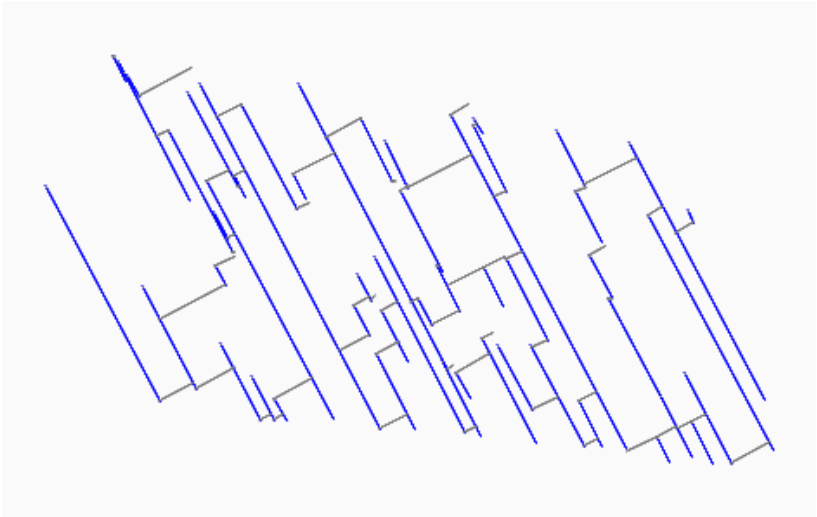


Figura 4.32 Espaciamiento normal para una familia, caso de estudio B.

caso / familias		Espaciamiento Normal (m)			Desviación estándar
		media	mínimo	máximo	
B	j1	0.29	0.16	0.44	0.09
	j2	0.38	0.19	0.89	0.20
	j3	0.24	0.12	0.38	0.11

Tabla 4.7. Datos estadísticos expresados en metros para el espaciamiento normal del caso de estudio B.

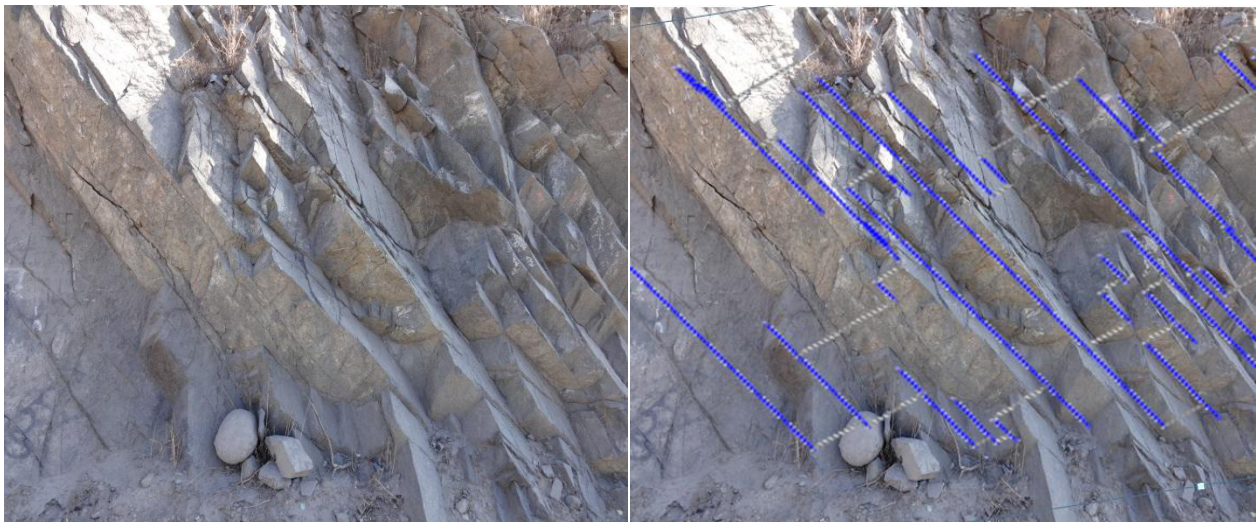


Figura 4.33 Fotografía de afloramiento rocoso (izquierda) y Espaciamiento normal sobrepuesto sobre la fotografía para una familia de discontinuidades del caso de estudio B (derecha).

En la figura 4.33 se observa la sobre posición del espaciamiento normal obtenido, este no coincide en algunas posiciones debido a las distorsiones de geometría y de escala inherentes a las fotografías.

CAPITULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En el presente capítulo se hace el análisis y discusión de los resultados obtenidos por la metodología propuesta.

En este caso la estadística normal, no es aplicable a vectores, por lo que, la orientación de los vectores normales a los planos de discontinuidad serán descritos por la orientación media y la dispersión (K: constante de Fisher).

5.1 Número de familias de discontinuidades

El número de familias de discontinuidades presentes en los modelos 3D de los casos estudiados, no depende del número de vectores normales empleado para el análisis. En la figura 5.1 se observa la proyección estereográfica para un número distinto de vectores, desde 27 vectores en la parte superior izquierda hasta 189,449 vectores en la parte inferior

derecha. El número de familias de discontinuidades en todos estos casos es el mismo, 3 familias.

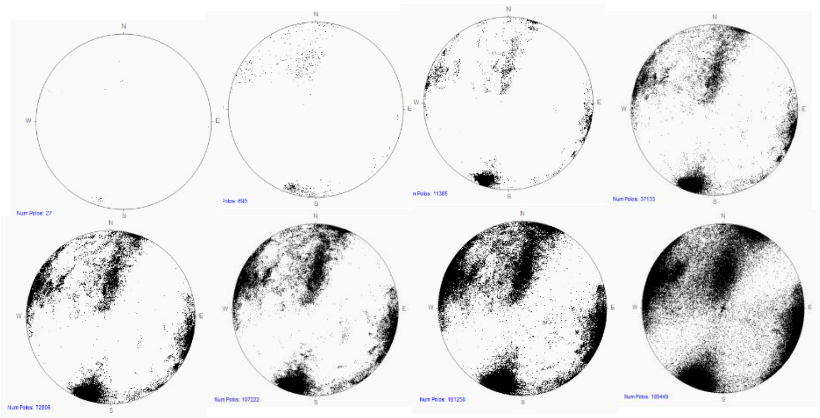


Figura 5.1 Proyecciones estereográficas para diferentes números de vectores normales en el modelo suavizado del caso de estudio A.

El algoritmo difuso se ejecuta varias veces, en los cuales se separa los vectores normales en diferente número de familias en cada ejecución, el número apropiado de familia de discontinuidades es determinado tomando en cuenta la compacidad, separación y pertenencia de los vectores, esto es realizado automáticamente mediante los índices de validación xie-beni y Vmpc, estos muestran una apropiada identificación para los casos estudiados, observándose que ambos índices determinan el mismo número de familias de discontinuidades (figura 5.2) para ambas variantes.

Aplicando la técnica de contornos de densidad para los mismos vectores obtenidos del modelo digital 3D, estos también muestran igual número de familias de discontinuidades para ambas variantes como se observa en la figura 5.3 variante 1 (A) y variante 2 (B), empleando el algoritmo difuso a la izquierda y empleando contornos de densidad a la derecha.

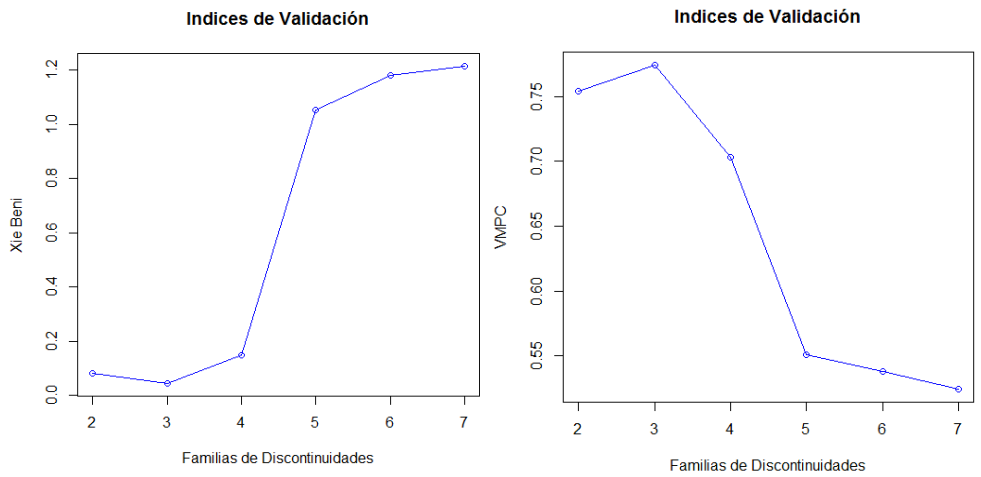


Figura 5.2 Índices de validación para el caso de estudio A.

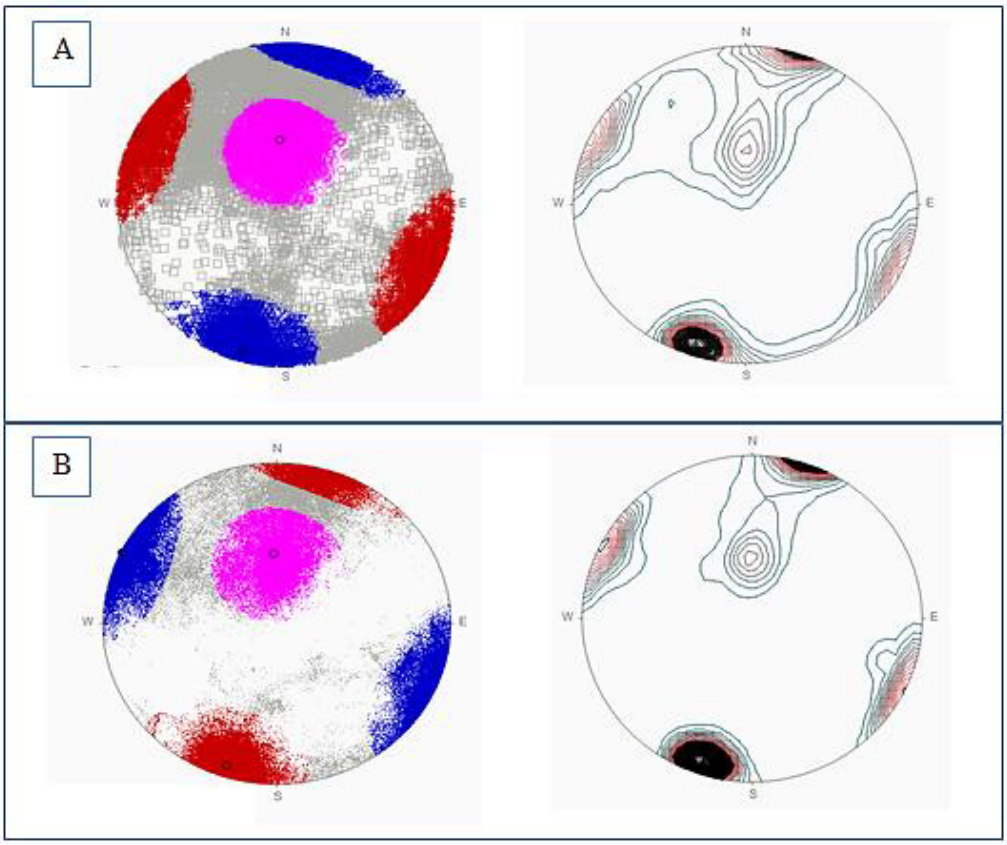


Figura 5.3 Familias de discontinuidades determinadas mediante algoritmo difuso (izquierda) y contornos de densidad (derecha) para el caso de estudio A.

5.2 Orientación

Las irregularidades presentes en la superficie de los macizos rocosos pueden originar una amplia variedad de orientaciones en los vectores normales de una misma cara de la roca lo que trae consigo una incorrecta identificación de la orientación como se observa en la figura 5.4., en esta figura se muestra a la izquierda la proyección estereográfica de los vectores normales y ala derecha la reconstrucción del modelo con una clasificación por familias de discontinuidades incorrecta.

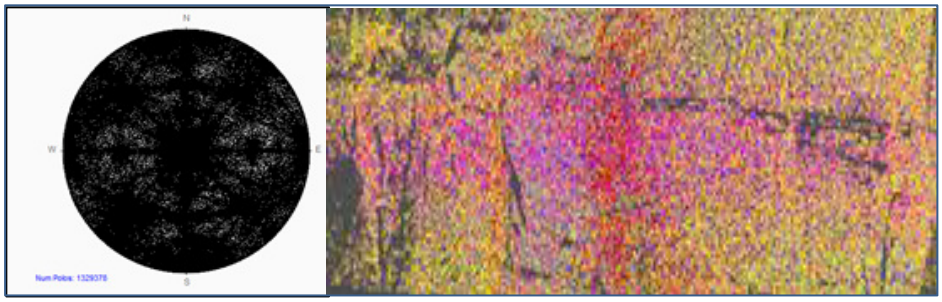
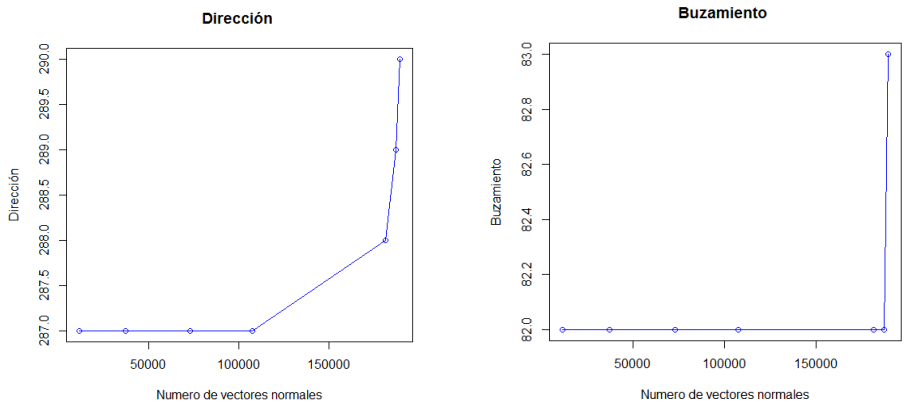


Figura 5.4 Efecto de no realizar un suavizado sobre el modelo para el caso de estudio A.

Por lo que en este trabajo se realizó un suavizado de estas superficies, para minimizar esta variación en la orientación de los vectores normales. En los modelos suavizados para los casos de estudiados se observa que no hay una relación lineal entre la orientación media de las familias de discontinuidades y el número de vectores normales considerados en el análisis como se observa en la siguiente figura, sino que estos tienden a



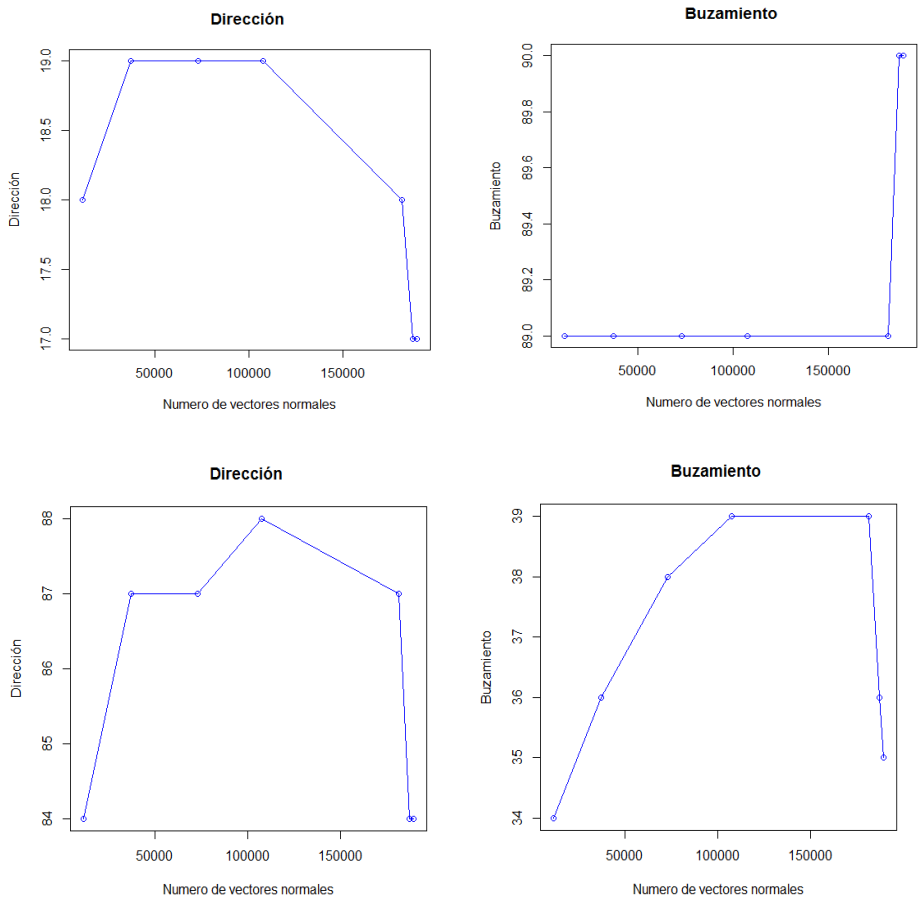


Figura 5.5 Variación de la orientación con el número de vectores normales en el caso de estudio A.

Una orientación particular como se observa en la figura 5.1, la varianza esférica y dispersión de estos vectores en las familias de discontinuidades para el caso de estudio A se muestra a continuación.

Caso de estudio		Variante 1			
Caso / familias		Azimut	buzamiento	Varianza esférica	K
A	J1	040	89	0.817087	1.22379
	J2	100	34	0.0495706	20.1717
	J3	299	84	0.3639	2.74793

Tabla 5.1. Datos estadísticos para el caso de estudio A (K: dispersión)

La orientación media para las familias de discontinuidades en el caso de estudio A mediante ambas variantes es mostrada en la siguiente tabla

Caso de estudio		Variante 1		Variante 2	
Caso / familias		Azimut	buzamiento	Azimut	buzamiento
A	J1	040	89	042	88
	J2	100	34	098	41
	J3	299	84	299	84

Tabla 5.2 Orientación media de las familias de discontinuidades en el caso de estudio A obtenida por ambas variantes.

Como se observa en la tabla anterior se obtienen orientaciones similares mediante ambas variantes para el caso de estudio A.

Dip direction / dip	J1	J2	J3
Brujula	307/86	205/30	028/76
Plane Detect LiDAR	308/89	198/32	029/75
DSE LiDAR	135/87	187/33	030/75
Metodología propuesta	130/89	190/34	029/84

Tabla 5.3 Comparación de la orientación con otras metodologías propuestas (Adaptado de Riquelme, 2015)

En la tabla anterior se observa la similaridad obtenida de la metodología aquí presentada con otras metodologías presentadas para el mismo caso de estudio.

La orientación media para el caso de estudio B fue determinada mediante Windows Sampling en campo y mediante la metodología propuesta como se muestra a continuación:

Caso de estudio		Variante 1		Variante 2		Método convencional	
Caso / familias		Azimut	Buzamiento	Azimut	Buz.	Azimut	Buzamiento
B	J1	040	61	043	62	028	55
	J2	133	73	129	69	143	67
	J3	284	66	286	69	276	67

Tabla 5.4. Comparación de la orientación obtenida por la metodología propuesta y el método convencional en el caso de estudio B.

Como se observa en la tabla anterior la máxima variación entre la metodología propuesta (variante 1) y la convencional es de 12° para la dirección y 6° para el buzamiento en la misma variante 1.

5.3 Espaciamiento

El espaciamiento para el caso de estudio B mediante la metodología propuesta y el método convencional se muestra a continuación.

caso de estudio		Espaciamiento Normal (m)	
caso / familias		metodología propuesta	método convencional
B	j1	0.21	0.29
	j2	0.23	0.38
	j3	0.28	0.24

Tabla 5.5. Comparación del espaciamiento en metros obtenido por la metodología propuesta y el método convencional

En esta tabla se observa que se obtienen espaciamientos aproximadamente similares con la metodología propuesta, se debe tener en cuenta que el espaciamiento obtenido por el método convencional varía según la posición de la línea de escaneo.

5.4 Discusión

La metodología presentada permite determinar la orientación de las discontinuidades, las dos variantes vistas muestran resultados similares,
Las familias de discontinuidades son básicamente regiones con alta densidad de datos, debido a esto, puede darse el caso en que regiones más densas asimilen a regiones mucho menos densas o que estas sean ocultadas por las más densas, este caso se presenta principalmente en la variante 2 cuando se trabaja con una gran cantidad de datos, por lo que el empleo de la variante 1 es recomendable.
La orientación media de las familias de discontinuidades es determinada por la orientación media de los vectores normales perteneciente a estas regiones densas.

La determinación del espaciamiento normal aquí presentado pasa por proyectar los planos a la orientación media de la familia, por lo que un método que no necesite esta proyección debiera ser realizado, para una determinación precisa del espaciamiento.

CONCLUSIONES

1. La metodología propuesta para determinar automáticamente las propiedades geométricas orientación y espaciamiento de las discontinuidades presentes en macizos rocosos, mediante la aplicación del algoritmo difuso a los datos obtenidos de las técnicas LiDAR y Structure from Motion, solo permite determinar las propiedades geométricas de las principales familias de discontinuidades, las familias de discontinuidades poco representativas en el macizo rocoso serán enmascaradas o asimiladas por familias de discontinuidades más representativas.

2. El algoritmo difuso empleado aquí reconoce las principales familias de discontinuidades en el macizo rocoso, por lo que las imágenes del macizo rocoso deben ser tomados de regiones estadísticamente representativas.

3. El pre procesamiento de la data obtenida mediante las técnicas de adquisición remota es un paso importante que permite la simplificación y suavizado del modelo digital 3D (nube de puntos), la organización mediante las variantes Octree (variante 1) y KDtree (variante 2) mejoran la búsqueda de vecindades sobre el cual se realizaran análisis de coplanaridad.

4. Los vectores normales a las superficies aproximadamente planas presentes en el modelo digital 3D fueron obtenidos mediante dos variantes Octree (variante 1) y KDtree (variante 2), en la que se observa que ambas variantes obtienen orientaciones similares para los vectores normales en los mismos casos de estudio, siendo el número de vectores normales obtenidos con la variante 2 mucho mayor que los obtenidos con la variante 1.

5. La determinación de las familias de discontinuidades en ambas variantes es llevado a cabo por el algoritmo difuso mediante un proceso iterativo en el que los vectores normales se van moviendo de una familia a otra hasta alcanzar el criterio de convergencia, por lo que las familias de discontinuidades es determinada más rápido con la variante 1 debido al menor número de vectores envueltos en el proceso.

6. El numero apropiado de familias de discontinuidades es determinado en este mediante los índices de validación Xie-Beni y VMPC, para los casos de estudio ambos coincidieron en el numero apropiado de familias, en el caso de no coincidencia se debiera incluir otros índices de validación y el numero apropiado de familias ser determinado mediante estadística. Una vez determinado el número apropiado de familias, la orientación media de las familias esta representa por el centroide en estas.

7. El espaciamiento normal medio de las familias de discontinuidades aquí presentado pasa por proyectar los planos de discontinuidad al plano con la orientación media de la familia, lo cual puede restar exactitud al resultado, por lo que debiera desarrollarse un método el cual no implique esta proyección.

RECOMENDACIONES

1. se recomienda la obtención de los vectores normales mediante la variante uno, ya que es más eficiente que la variante dos.

2. En esta metodología se emplea como datos para determinar las familias de discontinuidades la orientación de los vectores a las superficies aproximadamente planas, por lo que se plantea para trabajos futuros el empleo de otros datos como el color y la intensidad en el caso de emplearse la técnica LiDAR.

3. La metodología propuesta aquí es modular, esto es, está separada en módulos por lo que se puede implementar otros algoritmos de clustering como Von Mises-Fisher, modelo de mixturas gaussianas, etc. de manera que se pueda evaluar el desempeño de estos y poder adoptar el más robusto.

4. Se debe desarrollar una herramienta que permita seleccionar y almacenar regiones de interés sobre el modelo digital del macizo rocoso de manera que se pueda realizar un mapeo por celdas virtual sobre las regiones de interés.

5. El desarrollo de un software profesional debiera implementar un método semiautomático que permita la caracterización geométrica de las discontinuidades, este debe ofrecer la posibilidad de que el usuario digite manualmente mediante el cursor las estructuras presentes en el modelo digital 3D, y la delimitación manual sobre estereogramas de las familias de discontinuidades, a partir del cual el software obtenga sus propiedades geométricas.

6. Esta metodología ha sido aplicado a macizos rocosos clasificados como tipo VI-VII según el número de familia de discontinuidades,

por lo que se plantea estudios para el caso de macizos rocosos más fracturados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. 3D Laser Mapping. (s.f.). Home. Recuperado el 04 de Diciembre de 2018, de: https://www.3dlasermapping.com.
2. 3gsm. (2018). Products. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de: https://3gsm.at.
3. Adam Technology. (2018). Adam Technology Team Blog. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de:https://www.adamtech.com.au/Blog/?p=167.
4. Albrecht, L. A. (2014). Curvature based analysis of Point Clouds.
5. Assali, P., Grussenmeyer, P., Villemin, T., Pollet, N., & Viguier, F. (2016). Solid images for geostructural mapping and key block modeling of rock discontinuities. Computers & Geosciences pp. 21-31.
6. Balazs, B., Janos, A. & Balazs., F. (2014). Fuzzy Clustering and Data Analysis Toolbox for Use with Matlab. ResearchGate.
7. Barton, N. & Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mechanics 10, 1-54.
8. Bedalli, E. & Ninka, I. (2013). Implementation of some cluster validity methods for fuzzy cluster analysis. ISCIM, pp. 59-63.
9. Belton D. (2008). Classification and Segmentation of 3D Terrestrial Laser Scanner Point Clouds. Ph.D. thesis, Curtin University of Technology.
10. Bess. (2018). About Bess. Recuperado el 04 de Diciembre de 2018, de: https://www.besstestlab.com/services/surveying-mapping/mobile-lidar-mapping.
11. Bianchi M. (2014). Automatic object shape recognition through point clouds analysis.
12. Birch, J. S. (2006). Using 3DM Analyst Mine Mapping Suite for Rock Face Characterization. American Rock Mechanics Association.
13. Cueva, O. (2015). Técnicas modernas de voladuras controladas en minería a cielo abierto. 32 convención minera Perumin.

14. Camera Sensor Size Photography Guide (2018). Recuperado el 04 de Noviembre de 2018, de: https://www.davemorrowphotography.com/ camera-sensor- size- guide.
15. Cobbing & Spencer (1979). Boletín N° 7. Serie D. estudios especiales. INGEMMET.
16. Datamine. (s.f.). Sirovision. Recuperado el 01 de Agosto de 2018, de: http://www.dataminesoftware.com/sirovision.
17. Deere D.U., Hendron A.J., Patton F. D. & Cording E. J. (1966). Design of surface and near-surface construction in rock. Rock Mechanics 8th symposium.
18. Delmerico J. (2013). PCL Tutorial: The Point Cloud Library By Example.
19. Diederichs, S. (1990). DIPS an interactive and Graphical Approach to the analysis of Orientation Based Data. Master Thesis, University of Toronto.
20. Eberhardt, E. (2017). Geological Engineering Practice I – Rock Engineering. UBC Geological Engineering.
21. Fekete, S., Diederichs, M. & Lato, M. (2009). Geotechnical applications of lidar scanning in tunneling. Rockeng09: Proceedings of the 3rd CANUS Rock Mechanics Symposium, Toronto.
22. Gaich, A., Potsch, M. & Schubert, W. (2005). Acquisition and assessment of geometric rock mass features by true 3D images. ARMA, American Rock Mechanics Association.
23. Gaich, A., Potsch, M. & Schubert, W. (2006). Basics and application of 3D imaging systems with conventional and high-resolution cameras. American Rock Mechanics Association.
24. Gan, G., Chaoqun, M., & Jianhong, W. (2007) Data Clustering: Theory, Algorithms, and Applications, ASA-SIAM Series on Statistics and Applied Probability, SIAM, Philadelphia, ASA, Alexandria, VA.
25. Gonzales de Vallejo, L. & Ferrer, M. (2004). Ingeniería Geológica. Madrid: Prentice Hall.

26. GPS Lands. (2017). Home. Recuperado el 04 de Diciembre de 2018, de: https://www.gpslands.com.my
27. Guojun G. (2011). Data clustering in C++ an object-oriented approach, USA: Chapman & Hall/CRC.
28. Hammah, R.E. & Curran, J.H. (1998). Fuzzy cluster algorithm for the automatic identification of joint sets. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. Vol.35, n7, pp. 889-905.
29. Haneberg, W. C. (2008). Experience using close range terrestrial digital photogrammetry for 3-D rock slope modeling and discontinuity mapping in the United States. Haneberg geoscience.
30. Havlena, M. (2012). Incremental Structure from Motion for Large Ordered and Unordered Sets of Images. Ph.D. thesis, Czech Technical University.
31. Hoek E., Kaiser P.K. & Bawden W. F. (1995). Support of Underground Excavations in Hard Rock.
32. Hoek, E. (2009). Fundamentals of slope design. Keynote address at Slope Stability 2009, Santiago, Chile.
33. HWB. (s.f.). Groundwater and Geotechnical Problems. Recuperado el 04 de Diciembre de 2018, de: http://hydrogeologistswithoutborders.org/ wordpress/1979-english/ chapter-10.
34. Jaboyedoff, M., Metzger R., Oppikofer, T., Couture, R., Derron, M., Locat, J. & Turmel, D. (2007). New insight techniques to analyze rock-slope relief using DEM and 3D-imaging cloud points: Coltop3D software. In T. Francis (Ed.) Rock mechanics: Meeting Society's challenges and demands. Proceedings of the 1st Canada - U.S. Rock Mechanics Symposium, Vancouver, Canada, May 27-31, 2007, vol. 1, pp. 61 – 68.
35. Junemann, M. (2012). Object Detection and Recognition with Microsoft Kinect.
36. k-dtree (s.f.). wikipedia. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de https://en.wikipedia.org/wiki/K-d_tree.

37. Kinan, Z. & Maan, H. (2016). Determination of the Safe Orientation and Dip of a Rock Slope in an Open Pit Mine in Syria Using Kinematic Analysis. Al-Nahrain University, College of Engineering Journal (NUCEJ) Vol.91 No.1, 2016 pp.33 – 45.
38. Lambert azimuthal equal-area projection. (s.f.). wikipedia. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de https://en.wikipedia.org/wiki/Lambert_ azimuthal_ equal-area_ projection.
39. Lato, M., Kemeny, J., Harrap, R. M. & Bevan, G. (2012). Rock bench: Establishing a common repository and standards for assessing rock mass characteristics using LiDAR and photogrammetry. Computers & Geosciences pp. 106-114.
40. Lato, M. J. (2010). Geotechnical applications of LiDAR pertaining to Geomechanical evaluation and hazard identification. PhD, Queen's University.
41. Li, H., et al. (2016). Performance Evaluation of Cluster Validity Indices (CVIs) on Multi/Hyperspectral Remote Sensing Datasets. Remote Sens 2016.
42. Li, Y., et al. (2012). Mechanical properties of intact rock and fractures in welded tuff from newberry volcano. Thirty-Seventh Workshop on Geothermal Reservoir Engineering. Stanford University, Stanford, California, January 30 - February 1, 2012 SGP-TR-191.
43. LIDAR. (s.f.). wikipedia. Recuperado el 01 de Noviembre de 2018, de: https://es.wikipedia.org/w/index.php?title=LIDAR&oldid=110962088.
44. Lilles p. (2009). Detecção de mudanças e recuperação de forma em mapas 3d baseados em nuvens de pontos. Master thesis, Universidade Federal de Minas Gerais.
45. Liu, J., Zhao X. & Xu, Z. (2017). Identification of Rock discontinuity sets based on a modified affinity propagation algorithm.
46. Liu, Y., Liu, Z., Hui, X., Gao, X., Wu, J. (2010). Understanding of Internal Clustering Validation Measures. IEEE International Conference on Data Mining 2010.

47. Marinos, P., Marinos, V. & Hoek, E. (2007) The Geological Strength Index (GSI): A Characterization Tool for Assessing Engineering properties for Rock Masses. ResearchGate.
48. Martinez V. F., Otero A. F., Leon L. W., Marchena C. A. (2018). GE33A-4 Estudios Metalogenéticos de la Faja Magmática Jurásico - Cretáceo asociado a los depósitos tipo IOCG y Pórfidos entre Ica-Arequipa y Tacna. INGEMMET.
49. Micheletti, N., Chandler, H.N., Lane, S. (2015). Structure from Motion (SFM) Photogrametry. British Society for Geomorphology.
50. Mohamed, B., Abdelaziz, B. & Abdellatif, H. (2005) A Fuzzy validity-guided procedure for cluster detection. Malaysian Journal of Computer Science, Vol. 18 No. 1, June 2005, pp. 31-39.
51. Monteiro A. & Sabino M. (2014). Fuzzy Algorithm of discontinuity sets Algoritmo Fuzzy para agrupamento numérico de descontinuidades em famílias.
52. Morgan, J. A. & Brogan, D. J. (2016). How to VisualSFM.
53. Muñoz, L. & Gonzalez de Vallejo, L. (1987). Aplicación de las Clasificaciones Geomecanicas al estudio de excavaciones subterráneas. henares, Rev. Geol., pp. 71-76.
54. NGI (2015). Using the Q System Rock mass Classification and support design.
55. Nilsen B. (2016). Stability problems and rock support at the Tellnes open pit mine, Norway. The South African Institute of Mining and Metallurgy International Symposium on Stability of Rock Slopes.
56. Palmstrom, A. (2001) Measurement and characterization of rock mass jointing In- Situ Characterization of rocks.
57. Patton F. D. & Deere D. U. (1971). Significant geologic factors in Rock Slope Stability.
58. Patton, F.D. (1966). Multiple modes of shear failure in rock. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.

59. Pazzoto, P. & Massao M. (2015). Mapping and characterization of rock discontinuities in a tunnel using 3D terrestrial laser scanning. Bulletin of Engineering Geology and the Environment.
60. pcl. (2018). About. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de: http://www.pointclouds.org.
61. PDAL. (2018). Introduction to LiDAR. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de: https://pdal.io/workshop/lidar-introduction.
62. Pereira, J. M. (2013). Modelado 3D en patrimonio cultural por técnicas de structure from motion pp. 77-87.
63. Peterson, E. (2015). Whitepaper on Structure from Motion (SfM) Photogrammetry: Constructing Three Dimensional Models from Photography.
64. Poropat, G. (2006) Remote 3D Mapping of Rock Mass Structure. American Rock Mechanics Association.
65. Priest D. (1993). Discontinuity analisys for Rock Engineering. Great Britain: Chapman& hall.
66. Otoo, J. N., Maerz, N. H., Duan, Y., Xiaoling, L. (2011). LiDAR and optical imaging for 3-D fracture orientations.
67. Otoo, J. (2012). "Surface expressions of discontinuities and the estimation of their 3-D orientations using combined LiDAR and optical imaging". Doctoral Dissertations.
68. QINPEI, Z. (2012). Cluster Validity in clustering methods. Forestry and natural sciences N77, 2012. ISBN: 978-952-61-0841-4 (pdf).
69. Ramze, M., Lelieveldt, B.P.F., Reiber, J.H.C. (1997). A new cluster validity index for the fuzzy c-mean.
70. Rausch, D. O., Soderberg, A. & Hubbard, S. j. (1963). Progress in rock slope stability research.
71. Riquelme, A. (2015). Uso de nubes de puntos 3D para identificación de familia de discontinuidades planas en afloramientos rocosos y evaluación de la calidad Geomecanica. Tesis Doctoral, Universidad de Alicante.

72. rocscience (2018). Kinematic Analysis Overview. Recuperado el 04 de Agosto de 2018, de: https://www.rocscience.com/help/dips/dips/Kinematic_Analysis_Overview.htm
73. Safe work Australia (2011). Ground control in open pit mines *draft* code of practice.
74. Saliu, M. & Shehu A. (2014). Kinematic assessment of rock slope stability at Obajana and Ewekoro Quarries. Earth Science. Vol. 3, No. 2, 2014, pp. 34-41. doi: 10.11648/j.earth.20140302.11.
75. Schonberger, L. J. & Frahm, J. M. (2016). Structure-from-Motion Revisited. University of North Carolina at Chapel Hill.
76. Schuster, R. & Highland, L. (2001). U.S. Geological Survey Open-File Report 01-0276.
77. Sirkiä, J. (2015). Requirements for initial data in photogrammetric recording of rock joint surfaces. Master thesis, Aalto University.
78. SLOB, S. (2010). Automated Rock mass characterization using 3-D Terrestrial Laser Scanning. Ph.D. thesis, Delft University of Technology.
79. Split Engineering LLC. (2018). Home. Recuperado el 01 de Agosto de 2018, de: https://www.spliteng.com
80. Stacey, T. R. (2001). Best practice rock engineering handbook for “other” mines. SRK Consulting.
81. Sun, H., Wang, S. & Jiang, Q. (2001). A new Validation Index for Determining the Number of Clusters in Data Set. . IEEE 2001.
82. Thoeni, K., Irschara, A. & Giacomini, A. (2012). Efficient photogrammetry Reconstruction of Highwall in Open Pit Coal Mines. ResearchGate.
83. Torres C. (2008). Geometric Characterization of Rock Mass Discontinuities Using Terrestrial Laser Scanner and Ground Penetrating Radar. Master Thesis.
84. Vasuki, Y., et al. (2014). Semi-automatic mapping of geological Structures using UAV-based photogrammetric data: An image analysis approach. Computers & Geosciences pp. 22-32.

85. Villagra A. (s.f.). Metaheuristicas aplicadas a Clustering, Tesis de Maestria, Universidad Nacional de San Luis.
86. Vollmer, W. F. (1995). C program for automatic contouring of spherical orientation data using a modified Kamb method. computers & geosciences vol. 21, n° 1, pp. 31-49.
87. Westoby, M.J., et al. (2012) 'Structure-from-Motion' photogrammetry: A low-cost, effective tool for geoscience applications. Geomorphology pp. 300-314.
88. Yahdi A. (2016). Stability Analysis and Failure Mechanisms of Open Pit Rock Slope. Journal of the Civil Engineering Forum.