# ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES DEL CORREDOR VIAL Y PARED LATERAL ORIENTAL DE LA MINA "CAYPA", EN EL MUNICIPIO DE BARRANCAS - DEPARTAMENTO DE LA GUAJIRA

# ING. GONZALO ALONSO ARENAS CALDERÓN

CODIGO: 2148464

UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER – UIS FACULTAD INGENIERÍAS FISICOMECÁNICAS ESCUELA INGENIERÍA CIVIL MAESTRÍA EN GEOTECNIA BUCARAMANGA 2018

# ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES DEL CORREDOR VIAL Y PARED LATERAL ORIENTAL DE LA MINA "CAYPA", EN EL MUNICIPIO DE BARRANCAS - DEPARTAMENTO DE LA GUAJIRA

# ING. GONZALO ALONSO ARENAS CALDERÓN CODIGO: 2148464

Trabajo de Aplicación como requisito para optar el

Título de Magíster en Geotecnia

Director WILFREDO DEL TORO RODRIGUEZ Msc. En Geotecnia

UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER – UIS FACULTAD INGENIERÍAS FISICOMECÁNICAS ESCUELA INGENIERÍA CIVIL MAESTRÍA EN GEOTECNIA BUCARAMANGA 2018

## DEDICATORIA

A Dios por brindarme siempre su compañía, luz y sabiduría.

A Juana, mi amada esposa, por estar siempre ahí, con su apoyo incondicional.

A mis Hijos Paula, Juan David, Juan Pablo y la gran María Lucia, inspiradores de grandes esfuerzos y fuertes luchas.

A mis Padres y Hermanos, quienes siempre acompañan mi Fe, esperanza y sueños.

#### AGRADECIMIENTOS

Principalmente, agradezco a Dios, padre todo poderoso, por estar siempre a mi lado, por brindarme su inmensa sabiduría, por darme la oportunidad de vivir, aprender y obtener cada meta propuesta.

Al Ingeniero Fabian Ruiz, director de la Mina Caypa y a todo su personal de apoyo. Sin su apoyo todo este trabajo no hubiese podido ser llevado a cabo.

A mi Esposa e hijos, de quienes siempre tengo ese apoyo incondicional, esa motivación diaria que encienden y mantienen la llama de la alegría, esperanza, Fe y fuerza para seguir adelante.

A mis Padres y hermanos, quienes en mí siempre han creído, brindándome su apoyo infinito.

Al Ingeniero Msc. en Geotecnia Wilfredo del Toro Rodríguez, con quien pude aprender mucho de esta bonita especialidad de la Ingeniería. Agradezco su tiempo, paciencia y brindar sus conocimientos de forma humilde y amplia.

A mis estudiantes de Ingeniería Civil de la Universidad del Área Andina, sede Valledupar. Fiel reflejo de una labor profesional que siempre debe ser brindada en forma pura, clara y completa, siempre con pasión y humildad.

A mis amigos, compañeros, colegas y a todas aquellas personas que siempre estuvieron a mi lado, para dar motivación, apoyo, compañía. Gracias por demostrar que no es el dinero, ni lo material, es el Corazón con el que se logran grandes cosas.

# CONTENIDO

INTRODUCCION 17					
1.	GENERALIDADES DEL PROYECTO	19			
1.1.	LOCALIZACIÓN Y CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LA ZONA	DE			
ESTU	IDIO	19			
1.2.	DESCRIPCION Y JUSTIFICACION DEL PROYECTO	22			
2.	OBJETIVOS	28			
2.1.	GENERAL	28			
2.2.	ESPECIFICOS	28			
3.	METODOLOGIA	29			
4.	MARCO TEORICO	30			
4.1. T	ALUD	30			
4.1.1.	Partes de un Talud	30			
4.2.	DESLIZAMIENTOS	33			
4.2.1	Partes de un Deslizamiento	34			
4.2.2.	Clasificación de los Deslizamientos	36			
4.2.2.	1. Caído	36			
4.2.2.2	2. Inclinación o Volcamiento	38			
4.2.2.3	3. Reptación ("Creep")	40			
4.2.2.4	4. Deslizamiento	41			
4.3.	ANALISIS DE ESTABILIDAD	45			
4.3.1.	Métodos de Equilibrio Límite	46			
4.3.2	Métodos numéricos	46			
4.3.3.	4.3.3. Métodos de elementos finitos				
4.3.4.	Software Slope/w	47			
4.4. G	SENERALIDADES DE LA MECANICA DE ROCAS	49			
4.4.1.	Criterios de Rotura	50			
4.4.1.	1. Fuerzas y tensiones	50			
4.4.1.2. Resistencia y rotura					
4.4.2.	Mecanismos de Rotura	52			
4.4.2.	4.4.2.1. Rotura por esfuerzo cortante				

4.4.2.2. Rotura por compresión	53
4.4.2.3. Rotura por flexión	53
4.4.2.4. Rotura por tracción	53
4.4.2.5. Rotura por colapso	54
4.4.3. Criterios de Rotura	54
4.4.3.1. Criterio de Mohr Coulomb	55
4.4.3.2. Criterio de Hoek y Brown Generalizado	57
4.4.3.3. Criterio de Hoek y Brown	58
4.4.3.4. Criterio de Rotura de Barton & Choubey	60
4.4.4. Clasificaciones Geomecánicas: RMR y GSI	60
4.4.4.1. Rock Mass Rating (RMR)	61
4.4.4.2. Geological Strength Index (GSI)	62
4.5. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES	63
4.5.1. Métodos Determinísticos	64
4.5.2. Métodos Probabilísticos	64
4.6. MECANISMOS DE FALLA	65
4.6.1 Rotura Plana	66
4.6.2. Rotura en Cuña	68
4.6.3. Rotura por Volcamiento	69
4.7. ANÁLISIS DE PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA	73
4.7.1. Análisis de Admisibilidad Cinemática	78
4.7.1.1. Falla Planar	79
4.7.1.2. Falla en Cuña	80
4.7.1.3. Falla por Volcamiento	80
4.8. DISEÑO DE TALUDES	82
4.8.1. Modelo de Gestión de Taludes	82
4.8.1.1. Identificación y definición del problema de taludes	83
4.8.1.2. Variedades de taludes	84
4.8.2. Análisis y diseño de taludes	85
4.8.2.1. Sectorización de diseño	87
4.8.2.2. Sistema de discontinuidades de diseño	87
4.8.3. Métodos de Manejo y estabilidad de Taludes	88
4.8.3.1 Escogencia del Factor de Seguridad	89

5.	CONFIGURACIÓN GEOLÓGICA DE LA MINA "CAYPA"	92
5.1.	Geología de la Mina "CAYPA"	92
5.1.1.	Geología Regional	93
5.1.2.	Tectónica	98
5.1.3.	Geología Local	100
5.1.4.	Litología	100
5.1.5.	Geología Estructural	101
5.2.	Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso	102
5.2.1.	Parámetros de Medición – Logueo	104
5.2.2.	Estudio de Proyección Estereográfico - Tendencias Estructurales	107
5.3.	Caracterización Geotécnica	115
5.4.	Parametros de resistencia y deformabilidad de la matriz rocosa	123
5.4.1.	Resistencia	123
5.4.1.	1. Ensayo de carga puntual	123
5.4.1.	2. Ensayo de Compresión Inconfinada (USC)	127
5.4.1.	3. Ensayo de tracción indirecta	130
5.4.2.	Deformación	132
5.5.	Parámetros de Resistencia	133
6.	CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO	134
6.1.	Análisis del índice de calidad de la roca (RQD)	135
6.2.	Clasificación del macizo rocoso por medio del Q de Barton	139
6.3.	Clasificación RMR (Rock Mass Ratio)	142
6.4.	Clasificación GSI (Geological Strength Index)	145
7.	ANALISIS DE ESTABILIDAD DE LOS TALUDES DEL CORREDOR VIA	λL Υ
PARE	ED ORIENTAL DE LA MINA CAYPA	147
7.1.	Definición y Localización de los Perfiles	151
7.2.	Caracterización Geológica y Geotécnica de los Perfiles	154
7.3.	Definición factores de Seguridad (FdS) Estáticos y Pseudo Estáticos	155
7.4.	Definición del Coeficiente Sísmico	157
7.5.	Análisis de Estabilidad con Software Slope/w	158
8.	ANÁLISIS DE FALLAS EN EL MACIZO ROCOSO	162
8.1.	Análisis de Proyección Estereográfica	162
8.2.	Análisis de Admisibilidad Cinemática Macizo Mina Caypa	166

8.2.1.	Falla Plana Analizada172
8.2.2.	Falla Por Cuña174
9.	ALTERNATIVAS DE MEJORAMIENTO Y/O SOLUCION DE ESTABILIDAD
	176
9.1.	Mejoramiento de los Diseños en los Taludes Afectados170
9.1.1.	Métodos Empíricos para Determinar el Ángulo Global de un Talud18
9.1.2.	Características de una Sección Típica de Circulación18
9.1.3.	Determinación componentes Geométricos Pared Lateral Oriental18
9.1.3.	1. Altura de Banco y Berma18
9.1.3.	2. Altura Inter-Rampa a partir del Análisis de Estabilidad de Banco18
9.1.3.	3. Determinación de la Cantidad de Bermas Geotécnicas en el Talud en Bas
al Fac	tor de Seguridad Aceptable a Escala Global19
9.2.	Verificación Estabilidad Taludes Corregidos Geométricamente
9.3.	Análisis de Estabilidad y Alternativa de solución Vía de Acceso Perimetral .202
10.	CONCLUSIONES
11.	BIBLIOGRAFIA

# LISTA DE TABLAS

Tabla no.	1: métodos análisis de taludes	86
Tabla no.	2:criterios generales para seleccionar un factor de seguridad para el diseño de taludes.	91
Tabla no.	3: información pozos estudios	103
Tabla no.	4:pozo 2011_7 – pared lateral oriental.	115
Tabla no.	5:pozo 2011_8	116
Tabla no.	6: valores índice q	117
Tabla no.	7: estratigrafía pozo 2011_7	117
Tabla no.	8: estratigrafía pozo 2011_8	118
Tabla no.	9: resultados carga puntual	125
Tabla no.	10: valores de la resistencia a la compresión inconfinada usc (mpa)	126
Tabla no.	11: resultados de la resistencia por compresión inconfinada (usc)	128
Tabla no.	12: valor final de la resistencia a la compresión inconfinada usc (mpa)	130
Tabla no.	13: resultados de tracción indirecta	131
Tabla no.	14: propiedades de deformabilidad elástica - resultados de tracción indirecta	133
Tabla no.	15: parámetros de resistencia del criterio hoek & brown de la matriz rocosa	133
Tabla no.	16: parámetros de resistencia del criterio mohr coulomb de la matriz rocosa	134
Tabla no.	17: profundidad de las perforaciones	135
Tabla no.	18: clasificación del macizo rocoso según el rqd	136
Tabla no.	19: análisis general cuantitativo de los valores de rqd	138
Tabla no.	20: análisis específico cuantitativo de los valores de rqd para las diferentes litologías	138
Tabla no.	21: análisis específico cuantitativo de los valores de q para las diferentes litologías	141
Tabla no.	22: clasificación del macizo rocoso según el rmr	143
Tabla no.	23: valores de rmr las litologías encontradas partir de los valores medios de rqd y usc.	144
Tabla no.	24: valores de gsi para las litologías encontradas a partir de los valores de rmr	146
Tabla no.	25: caracterización geomecánica de los perfiles	154
Tabla no.	26: perfil e – e` factores de seguridad	160
Tabla no.	27: perfil f – f factores de seguridad.	160
Tabla no.	28: perfil g – g` factores de seguridad	161
Tabla no.	29: resumen de resultados falla plana	173
Tabla no.	30: resultados análisis falla por cuña	175
Tabla no.	31: resumen de factores de seguridad para diferentes escalas de talud	181
Tabla no.	32: relación valor del fs aceptable a escala inter-rampa y el fs global según escenario	190
Tabla no.	33: componentes geométricos de talud a escala de banco e inter-rampa	190
Tabla no.	34: número de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud global	193
Tabla no.	35 : componentes geometricos en el talud global	195
Tabla no.	36: componentes geometricos definitivo taludes pared lateral oriental.	201

# LISTA DE FIGURAS

figura 1:esquema de localización área de estudio	20
figura 3: nomenclaturas de un talud	31
figura 4: partes de un talud	31
figura 5: partes de un deslizamiento.	35
figura 6: caído en roca	37
figura 7: caído de residuos	37
figura 8: caído de bloques en caída libre de roca	38
figura 9: procesos de inclinación o volcamiento	39
figura 10: proceso de reptación	40
figura 11: deslizamientos en suelos blandos	41
figura 12: deslizamientos rotacionales típicos	43
figura 13: deslizamientos traslacionales	45
figura 14: malla típica 2d para análisis de un talud por elementos finitos	47
figura 15: imagen análisis de taludes con software slope/w	49
figura 16: rotura por esfuerzo cortante de un talud.	52
figura 17: rotura por flexión en un túnel	53
figura 18: tramos de superficies de discontinuidades sometidas a tracción simple	54
figura 19: relación tensiones principales y cortantes en el criterio de rotura de mohr – coulomb	56
figura 20: envolventes de rotura del criterio de hoek y brown en función de los esfuerzos principale	es.
(a) y de los esfuerzos normal y tangencial (b). representación de las diferentes condiciones o	de
esfuerzos para rotura de la matriz rocosa.	59
figura 21: rotura plana y en cuña	66
figura 22: rotura por vuelco (goodman & bray. 1976)	70
figura 23: modelo de análisis de equilibrio limite para volcamiento (goodman &bray)	70
figura 24: elementos que definen una recta y un plano en geología	74
figura 25: representación estereográfica	75
figura 26: plano polar	76
figura 27: a) diagrama de círculos máximos (beta) y b) diagrama de polos (pi)	77
figura 28: a) diagrama de densidad de polos	77
figura 29: tipos de fallas posibles en macizos rocosos	79
figura 30: estereograma de falla por volcamiento	81
figura 31: definición de ángulos de banco Interrampa y general	85
figura 32: columna estratigráfica generalizada de la cuenca cesar-ranchería.	97
figura 33: marco tectónico del norte de colombia, con la dirección de los esfuerzos principales	99
figura 34: vista en planta mina "caypa" – ubicación perforaciones	104
figura 35: esquema indicando los ángulos de discontinuidad medidos	106
figura 36: diagrama de densidad de nolos nara la estratificación nozo 2011. 7	108

figura 37: plano de estratificación pozo 2011_7	. 108
figura 38: diagrama de densidad de polos de fracturas pozo 2011_7	. 108
figura 39: diagrama de densidad de polos para la estratificación pozo 2011_8	. 110
figura 40: diagrama de densidad de polos para las fracturas pozo 2011_8	. 111
figura 41: planos de fracturas pozo 2011_8	. 111
figura 42: diagrama de densidad de polos y planos para las fracturas a partir de afloramientos	. 113
figura 43: diagrama de densidad de polos y planos para las fallas mineras	. 114
figura 44: estratificación según perforación 2011_7	. 119
figura 45: estratificación según perforación 2011_8	. 121
figura 46: diagrama de barras que compara los diferentes índices de resistencia por carga puntua	ıl 125
figura 47: diagrama de barras de la magnitud de la resistencia a la compresión de carga puntual.	. 127
figura 48: superficies de ruptura de los núcleos después del ensayo de compresión inconfinada	. 129
figura 49: diagrama de barras que representa la magnitud de la resistencia a la tracción de cada	
litología medida mediante el ensayo de tracción indirecta	. 131
figura 50: valores de rqd medidos en las perforaciones con relación a la profundidad	. 137
figura 51: diagrama de barras con el análisis específico cuantitativo de los valores de rqd para car	da
una de las litologías encontradas.	. 139
figura 52: valores de q calculados en las perforaciones respecto a la profundidad	. 141
figura 53: diagrama de barras con el análisis específico cuantitativo de los valores litologías	. 142
figura 54: diagrama de barras de los valores de rmr para cada una de las litologías encontradas	. 144
figura 55: localización topografía en planta de los perfiles	. 152
figura 56: perfil e – e` pared lateral oriental	. 152
figura 57: perfil f – f` pared lateral oriental	. 153
figura 58: perfil g – g` pared lateral oriental	. 153
figura 59: perfil e – e` análisis de estabilidad	. 159
figura 60: perfil e – e` superficies de falla y factor de seguridad	. 159
figura 61: perfil f – f` análisis de estabilidad	. 160
figura 62: perfil g – g` análisis de estabilidad	. 161
figura 63: diagrama de densidad de polos y planos para las fracturas a partir de afloramientos	. 164
figura 64: diagrama de densidad de polos y planos para las fallas mineras	. 165
figura 65: dirección del buzamiento de los taludes	. 167
figura 66: buzamiento – inclinación de los taludes más críticos	. 168
figura 67: concentración de familias y dirección de talud para análisis cinemático	. 169
figura 68: falla planar	. 170
figura 69: falla en cuña	. 171
figura 70: falla por volcamiento	. 171
figura 71: análisis falla plana	. 172
figura 72: resultados rocplane – falla plana	. 173
figura 73: análisis falla por cuña swedge	. 174

figura 74: zonificación sección critica – talud a estabilizar.	177
figura 75: componentes geométricos de un talud minero	179
figura 76: altura de talud v/s ángulo de talud para el gráfico empírico	184
figura 77: sección típica rampa de accesos.	185
figura 78: esquema de los elementos que determinan el ancho de rampa	186
figura 79: esquema dimensionamiento cuneta	187
figura 80: componentes geométricos de talud a escala de banco.	189
figura 81: componentes geométricas de talud a escala global	192
figura 82: dimensión de parámetros operacionales que definen el ancho de rampa	197
figura 83: sección de solución propuesta	198
figura 84: verificación estabilidad sección taludes propuesta	198
figura 85: parámetros geométricos definitivos de la pared lateral oriental.	199
figura 86: comprobación estabilidad taludes definitivos parad lateral oriental	200
figura 87: características geométricas vía acceso perimetral	202
figura 88: sobreposición sección actual y proyectada de los taludes	209

#### RESUMEN

**TITULO:** ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES DEL CORREDOR VIAL Y PARED LATERAL ORIENTAL DE LA MINA "CAYPA", EN EL MUNICIPIO DE BARRANCAS -DEPARTAMENTO DE LA GUAJIRA. \*

AUTOR: Gonzalo Alonso Arenas Calderón. \*\*

**PALABRAS CLAVES**: Mina Caypa, Estabilización de Taludes, Equilibrio Límite, Elementos Finitos, Factor de Seguridad.

#### DESCRIPCION:

El presente trabajo de aplicación, se realizó con el objeto de analizar los diferentes eventos de inestabilidad, que han venido afectando de manera sistemática, la pared lateral oriental de la Mina de carbón a cielo abierto, denominada CAYPA y su vía de acceso perimetral. De una manera práctica, sencilla y técnica, se proponen alternativas viables de solución y/o remediación que conlleven a garantizar de forma segura la estabilidad de la mina.

La evaluación de inestabilidad registrada, se hizo a partir de las características geológicas de la zona, litología de la pared lateral y parámetros Geomecanicos de la estratificación encontrada. Adicionalmente se usaron, modelaciones estereográficas, análisis cinemático, estabilidad de equilibrio limite, parámetros de Mohr-Coulomb y con base en análisis de Elementos Finitos, de definieron los factores de seguridad actuales.

Como resultado importante, se evidenció que la inestabilidad es consecuencia de avanzada meteorización de los taludes superiores, movimientos en masas activos y pérdida de la sección lateral de la vía. Estas situaciones, pueden ser remediadas en forma eficiente con el rediseño geométrico de los taludes en la pared oriental, la remoción del material ya fallado y y el aseguramiento la sección de la vía perimetral ampliando su sección trasversal.

<sup>\*</sup>Trabajo de Aplicación para optar al título de magister en Geotecnia.

<sup>\*\*</sup>Facultad de Ingenierías Fisicomecanicas. Escuela de Ingeniería Civil. Director: Wilfredo del Toro Rodríguez.

# ABSTRACT

# TITTLE: STABILITY ANALYSIS OF SLOPES IN THE ROAD CORRIDOR AND EAST SIDE WALL OF THE MINE "CAYPA", IN THE MUNICIPALITY OF BARRANCAS - GUAJIRA

AUTHOR: Gonzalo Alonso Arenas Calderón\*\*

**KEYWORDS:** Caypa Mine, Slope Stabilization, Limit Equilibrium, Finite Elements, Safety Factor

#### DESCRIPTION

The present application work was carried out to analyze the different instability events that have been systematically affecting the eastern-side wall of the open-pit coal mine, known as CAYPA and its perimeter-access road. For this reason, viable alternatives are proposed for solving and/or mending of a practical, simple and technical way leading to the stability and safety of the mine.

The data of recorded instability were assessed from the geological features of the area, lateralwall lithology, geomechanical parameters of the stratification found and using stereographic modeling, kinematic analysis, limit equilibrium stability, Mohr- Coulomb and based on Finite Element analysis, defining the current safety factors.

As a meaningful finding, it was evidenced that the instability is a consequence of advanced weathering of the upper batters, movements in active masses and loss of side section of the road. These situations can be efficiently mended by geometrically redesigning of the batters on the eastern wall, removing broken down material and get fixing the section of the perimeter road by widening its cross section.

Graduation project to qualify the title of Master of geotechnics

<sup>&</sup>lt;sup>\*</sup> Faculty of Physical Mechanical. School of Civil Engineering: Director: Wilfredo del Toro Rodriguez

#### INTRODUCCION

A nivel mundial, una de las actividades más significativas ingenierilmente hablando, es la explotación de minerales fósiles a través de minas a cielo abierto. Dichas instalaciones, consisten muchas veces en excavaciones y organizaciones de muros en bloques de taludes de gran dimensión, las cuales, proporcionan la producción del mineral que extraen de la tierra.

De esta forma, los grandes desafíos que tiene una mina, en cualquiera de los métodos de explotación, sea subterráneo o a cielo abierto, es garantizar la estabilidad de los taludes para que la producción, sea sostenible durante la vida útil de la mina y su posterior cierre definitivo.

Es así, como existe una serie de procedimientos estándar que se tiene en la administración de minería moderna, consistente en el seguimiento de Planes o secuencias de explotación / excavación, los cuales, deben cumplir con la aprobación desde el punto de vista geotécnico.

Habitualmente, como parte de este proceso, la planeación en la administración de las Minas, debe incluir estudios integrales a nivel Geológico y Geotécnico que permitan validar la estabilidad de taludes para cumplir con un plan de producción seguro, eficaz, correcto y viable. Por esta razón, cuando se analiza la estabilidad de taludes, se presentan tres escenarios respecto a los ángulos de los taludes: que permanezcan iguales, se incrementen o disminuyan. Si los resultados indican que los taludes no van a ser modificados, no habrá impactos económicos. Si los ángulos de los taludes necesitan ser disminuidos, se generará un importante impacto económico negativo, de lo contrario si éstos necesitan ser incrementados habrá una oportunidad para optimizarlos y se tendrá un importante ahorro económico como consecuencia de las actividades mineras pertinentes.

17

Hoy día, aprovechando la existencia de estudios y literatura relacionada con validaciones de planes de explotación desde la perspectiva geotécnica donde se describen el procedimiento a seguir tomando en cuenta los avances en la mecánica de rocas y el desarrollo de los software que facilitan enormemente los cálculos. Los aspectos descritos anteriormente, han sido considerados razones importantes que motivaron a realizar el presente el trabajo de aplicación.

Este trabajo de aplicación, está centralizado en la problemática que registran los taludes de la pared lateral oriental y corredor de vial correspondiente a la Mina "Caypa", ubicada en las inmediaciones del municipio de Barrancas, Departamento de la Guajira.

Con base en el conocimiento de la geología, mecánica de rocas, así como el aprovechamiento de estudios a nivel geotécnico y las técnicas modernas de planificación minera, se presenta el panorama completo de la complejidad del problema, su alcance y la afectación. Por otra parte, con el uso de elementos finitos, teoría del equilibrio límite para el control de las deformaciones y del factor de seguridad, se estudian y plantean diferentes alternativas de solución como procedimientos de estabilización de taludes y proponer mejores posibilidades de localización del corredor vial.

El presente trabajo de Aplicación, presenta entonces, una metodología completa de estudio y planteamiento de la problemática de la mina "Caypa" y basados en estudios propios a nivel geotécnico, uso de elementos finitos, teoría de equilibrio limite, verificación de deformaciones, se plantean alternativas de estabilización de taludes, correspondientes a niveles de excavaciones, dimensionamiento, etc.

18

#### 1. GENERALIDADES DEL PROYECTO

# 1.1. LOCALIZACIÓN Y CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LA ZONA DE ESTUDIO

La Cuenca Carbonífera del Cerrejón, está ubicada en el Valle Medio del Río Ranchería, 100 km al Sur de la ciudad de Riohacha, situada entre los municipios de Barrancas y Albania, en la parte baja del Departamento de La Guajira. La cuenca se encuentra entre las estribaciones de la Sierra Nevada de Santa Marta y la Serranía de Perijá, con una extensión de aproximadamente 600 km<sup>2</sup>.

La mina Caypa de propiedad de la empresa Carbones Colombianos del Cerrejón S.A., está ubicada en el borde Sur-Oriental de la citada cuenca, en la jurisdicción de los Municipios de Hatonuevo y Barrancas, Departamento de la guajira, un 1.0 km al Sur-Occidente de los caseríos de Patilla y Chancleta que pertenecen al Corregimiento de Papayal. Hacia el borde Sur-Oriental, la mina está flanqueada por el Cerro Cerrejón.

Caypa tiene una extensión de 300 Ha (3.0 km<sup>2</sup>) y su área se encuentra limitada por un polígono cuyos vértices se encuentran georreferenciados en coordenadas planas del IGAC, de la siguiente manera:

X = 1'711.450	Y = 1'153.225	X = 1'711.850	Y = 1'155.650
X = 1'712.325	Y = 1'154.850	X = 1'712.625	Y = 1'154.800
X = 1'713.325	Y = 1'155.400	X = 1'712.925	Y = 1'152.975

En el área impera un clima muy cálido y seco que corresponde a una zona semidesértica de bosque seco tropical y vegetación cardonal, cuya fisonomía está dominada por cactus columnares, arbustos y árboles espinosos, propios de la Guajira Media con temperaturas medias anuales que varían entre 26.1°C y 27.5°C.



Figura 1: Esquema de localización Área de estudio.

Fuente: Fotografía satelital Google Earth e imagen del Departamento de la Guajira tomada de http://es.wikipedia.org/wiki/Barrancas (La Guajira)

La precipitación media multianual oscila desde los 900 mm/año en la Serranía de Perijá hasta los 820 mm/año en el Valle del Río Ranchería, con un régimen bimodal que muestra períodos más húmedos en los meses de mayo, junio, agosto, septiembre y octubre, y meses de baja precipitación correspondientes de diciembre a marzo.

La cartografía geológica señala que en el área de estudio las rocas más antiguas, de edad Triásico-Jurásica, corresponden a la Formación Girón, expuesta en el borde Sur-Oriental, donde también ocurren rocas sedimentarias del Cretácico representada por la Formación Cogollo. También ocurren, en el Cerro Cerrejón, afloramientos de rocas volcánicas producto de un evento volcánico post-Cretácico, cuyo material erosivo hace parte de los sedimentos inconsolidados que conforman el cauce y el aluvión del Arroyo Cerrejón.

Las rocas terciarias están representadas por la Formación Cerrejón que constituye el centro del valle y además por la Formación Tabaco que aflora en el costado Oriental

del valle recostado sobre las estribaciones del Cerro Cerrejón, conformando una cinta delgada en contacto paralelo con la Formación Palmito. La Formación Cerrejón se encuentra cubierta indistintamente por los aluviones Cuaternarios de los arroyos Cerrejón y Palotal, los cuales a su vez aparecen en contacto con el aluvión del Río Ranchería.

Específicamente la mina Caypa se encuentra ubicada sobre rocas pertenecientes a la Formación Cerrejón. La secuencia litológica de la Formación Cerrejón presente en esta mina tiene un espesor aproximado de 680 m y consiste esencialmente de lito areniscas de color gris claro a oscuro, arcillolitas grises, *shales* grises a carbonosos y mantos de carbón explotables, que conforman secuencias granodecrecientes de carácter cíclico.

La zona de estudio, está influenciada principalmente por las fallas del Cerrejón y La Falla de Ranchería, donde se desprenden las fallas menores de Palotal, Falla la Puente y Falla Corazonal.

#### 1.2. DESCRIPCION Y JUSTIFICACION DEL PROYECTO

La mina Caypa de propiedad de la empresa Carbones Colombianos del Cerrejón S.A., es una mina de explotación de carbón a cielo abierto y con gran potencial de explotación subterránea, con una extensión aproximada de 300 ha y un nivel de producción promedio anual de un (1) millón de toneladas de carbón térmico de alta calidad.

La importancia de las vías de acceso es vital en este complejo minero de actividad laboral continua durante las 24 horas del día, todos los meses del año, para dar respuesta a la demanda de producción exigida.

Las siguientes premisas configuran una radiografía del problema que motiva la investigación y búsqueda de soluciones: La profundización de la explotación en el área ha ido modificando, además de la morfología del terreno, el régimen de aguas subterráneas. La existencia, en la región, de una falla geológica activa, la alteración de los geomateriales estériles que conforman la banca y taludes viales y la dinámica hidráulica de las aguas subterráneas que fluyen hacia el fondo de las excavaciones, a medida que estas progresan, han dado origen a eventos de inestabilidad de los taludes de avance vertical, caracterizados por procesos de movimiento en masa con movilización importante de material, originando pérdida de la estabilidad general en los frentes de excavación y obstrucción de accesos, lo cual conlleva dificultades de retiro de materiales, situaciones de inseguridad en las operaciones mineras y limitaciones en la producción.

La Fotografía 1, muestra una vista general de la condición de inestabilidad global del área. La Fotografía 2, ilustra una toma cercana o de detalle del problema. La Fotografía 3, registra el afloramiento de aguas subterráneas que salen a superficie a medida que se profundiza la excavación.

22

Fotografía No. 1: Zona de inestabilidad, Pared Lateral Oriental, Mina Caypa, Guajira-Colombia.



Fuente: Propia.

Fotografía No. 2: Detalle de procesos de movimiento en masa en el sector de estudio - Mina Caypa, Guajira, Colombia.



Fuente: Propia.





Fuente: Propia.

Adicionalmente, y corriendo paralela al frente de avance de explotación minera, a escasos 20 m de ésta, se localiza la carretera de acceso y comunicación, a las minas Caypa y Carbones del Cerrejón, ésta última considerada "la explotación minera de carbón a cielo abierto, más grande de América del Sur". Dicha vía registra problemas de inestabilidad geológica y afectaciones geotécnicas, así como la inestabilidad de taludes y pérdida de banca por detonación focalizada de eventos de remoción en masa.

Las Fotografías No. 4, 5 y 6 registran tomas de detalle de la última vía de acceso y tránsito nombrada, la cual corre paralela al frente de explotación del muro lateral oriental de la Mina Caypa.

Fotografía No. 4: Panorámica de la vía paralela al frente de explotación minera.



Fuente: Propia.



Fotografía No. 5: Vista general afectaciones de inestabilidad en la Vía.

Fuente: Propia.



Fotografía No. 6: Detalle Inestabilidad taludes y desprendimiento de masas.

Fuente: Propia.

La problemática descrita, impone la necesidad de su caracterización y estudio ingenieril, desde la perspectiva geológica y geotécnica, en procura de formular las soluciones de corrección, prevención y mitigación más adecuadas, de manera que el sistema vial no pierda su funcionalidad y la actividad minera no se vea afectada.

Las evaluaciones que deben realizarse incluyen la caracterización y clasificación geomecánica de las secciones del macizo rocoso que registran inestabilidad, la tipología del proceso geológico presente (meteorización, erosión, remoción en masa, otros), establecimiento de las relaciones causa-efecto-consecuencia y de los mecanismos de falla que están presentes en los procesos geológicos identificados, análisis de la estabilidad de taludes, evaluación de la efectividad de las soluciones implementadas a la fecha y formulación de medidas de corrección, control y/o mitigación.

Se espera que la investigación propuesta, ofrezca nuevos elementos para la toma de decisiones en relación con la preservación en correcto funcionamiento de la vía, las formas actuales de manejar el problema de inestabilidad de taludes y permita analizar y/o replantear los sistemas y procedimientos implementados en la labor minera y/o la adopción de nuevas medidas para garantizar la continuidad de la producción de una forma segura.

# 2. OBJETIVOS

#### 2.1. GENERAL

Evaluar las condiciones geológicas y geotécnicas del tramo de corredor vial y pared lateral oriental de la Mina Caypa, en el Municipio de Barrancas, Departamento de la Guajira, que posibilite la formulación de soluciones de estabilidad de los bancos de explotación minera e infraestructura vial.

## 2.2. ESPECIFICOS

- Caracterizar geométrica y geotécnicamente el tramo vial paralelo a la pared lateral oriental de la Mina Caypa.
- Clasificar por los métodos Q de Barton, RMR y GSI de Hoek y Brown, el macizo rocoso, en los puntos de eventos de remoción en masa focalizados, utilizando los resultados de estudios existentes sobre la caracterización geomecánica y patrón de fracturamiento.
- Analizar los posibles mecanismos de falla asociados a los procesos de inestabilidad presentes en el macizo rocoso.
- Evaluar la estabilidad de taludes en las zonas críticas mediante la aplicación de software de elementos finitos (Slope W).
- Formular a nivel de propuestas, las soluciones ingenieriles que se juzguen convenientes para remediar los problemas de inestabilidad encontrados.

#### 3. METODOLOGIA

La investigación propuesta es de tipo descriptivo y aplicado, su desarrollo procedimental incluye actividades en tres escenarios claramente definidos, pero no necesariamente con secuencial cronológico.

Escenario 1: Trabajo de campo: comprende el ejercicio de reconocimiento y levantamiento de datos in situ (de orden geológico, topográfico, hidrológico, estructural, ingenieril y cultural, etc.) y toma de muestras para ensayos, mediante procedimientos de sondeos, apiques, observación directa en general.

Escenario 2: Laboratorio. Está integrado por la ejecución u ordenamiento de las pruebas de campo y de laboratorio propiamente dicho, de conformidad con normas estandarizadas, orientadas a caracterizar geotécnicamente los materiales térreos del lugar evaluado.

Escenario 3: Trabajo de Oficina, incluye recopilación de antecedentes y bibliografía especializada, labor de organización y planificación de los desarrollos de campo y laboratorio; corrida de programas, análisis y discusión de resultados, estudio de propuestas de solución, redacción de documentos en general.

# 4. MARCO TEORICO

# 4.1. TALUD<sup>1</sup>

Un "talud" o ladera es una masa de tierra que no es plana, sino que presenta una pendiente o cambios significativos de altura. En la literatura técnica se define como "ladera" cuando su conformación actual tuvo como origen un proceso natural y "talud" cuando se conformó artificialmente

Los taludes se pueden agrupar en tres categorías generales: los terraplenes, los cortes de laderas naturales y los muros de contención. Se pueden presentar combinaciones de los diversos tipos de taludes y laderas.

Las laderas o taludes que han permanecido estables por muchos años, pueden fallar debido a cambios topográficos, sísmicos, a los flujos de agua subterránea, a los cambios en la resistencia del suelo, la meteorización o a factores de tipo antrópico o natural que modifiquen su estado natural de estabilidad. Un talud estable puede convertirse en un "deslizamiento".

#### 4.1.1. Partes de un Talud

Existen algunos términos para definir las partes de un talud. El talud comprende una parte alta o superior convexa con una cabeza, cima, cresta o escarpe, donde se presentan procesos de denudación o erosión; una parte intermedia semi-recta y una parte baja o inferior cóncava con un pie, pata o base, en la cual ocurren principalmente procesos de deposición.

<sup>&</sup>lt;sup>1</sup> Suarez Diaz, Jaime. Deslizamientos, Tomo 1 y 2. Editorial Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga, Santander. 2009.

Figura 2: Nomenclaturas de un Talud.



Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz





Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz

En un talud o ladera se definen los siguientes elementos constitutivos:

## - Pie, pata o base

El pie corresponde al sitio de cambio brusco de la pendiente en la parte inferior del talud o ladera. La forma del pie de una ladera es generalmente cóncava.

#### - Cabeza, cresta, cima o escarpe

Cabeza se refiere al sitio de cambio brusco de la pendiente en la parte superior del talud o ladera. Cuando la pendiente de este punto hacia abajo es semi-vertical o de alta pendiente, se le denomina "escarpe". Los escarpes pueden coincidir con coronas de deslizamientos. La forma de la cabeza generalmente es convexa.

#### - Altura

Es la distancia vertical entre el pie y la cabeza, la cual se presenta claramente definida en taludes artificiales, pero es complicada de cuantificar en las laderas debido a que el pie y la cabeza generalmente no son accidentes topográficos bien marcados.

# - Altura de nivel freático

Es la distancia vertical desde el pie del talud o ladera hasta el nivel de agua (la presión en el agua es igual a la presión atmosférica). La altura del nivel freático se acostumbra medirla debajo de la cabeza del talud.

#### - Pendiente

Es la medida de la inclinación de la superficie del talud o ladera. Puede medirse en grados, en porcentaje o en relación m:1, en la cual m es la distancia horizontal que corresponde a una unidad de distancia vertical. Ejemplo:  $45^{\circ} = 100\% = 1H:1V$ .

Los suelos o rocas más resistentes generalmente forman laderas de mayor pendiente y los materiales de baja resistencia o blandos, tienden a formar laderas de baja pendiente.

#### 4.2. DESLIZAMIENTOS<sup>2</sup>

Los deslizamientos ("Landslides") consisten en "movimientos de masas de roca, residuos o tierra, hacia abajo de un talud" (Cruden 1991). En el término "deslizamiento" se incluyen tanto los procesos de erosión como los procesos denudacionales. La naturaleza precisa del proceso no está incluida en la definición e incluye procesos que son producto de la acción de las fuerzas gravitacionales, hidráulicas, etc. En el presente texto no se utiliza la denominación "Fenómeno de remoción en masa" (Mass Wasting), por considerarlo poco universal. Sin embargo, en Colombia, este término es utilizado regularmente. Algunos países utilizan otros nombres autóctonos como "deslaves".

Los movimientos ocurren generalmente a lo largo de las superficies de falla, por caída libre, movimientos en masa, erosión o flujos. Algunos segmentos del talud o ladera, pueden moverse hacia abajo mientras otros se mueven hacia arriba. Los fenómenos de inestabilidad incluyen, generalmente, una combinación de procesos erosionales y denudacionales interrelacionados entre sí y a menudo mezclados.

Por ejemplo, la erosión en ríos es un fenómeno activador de movimientos en masa y los dos fenómenos actúan conjuntamente en el proceso de inestabilidad. Los procesos denudacionales pueden activar procesos erosionales y viceversa. Los procesos de erosión actúan generalmente sobre las capas más subsuperficiales del perfil y los denudacionales o de "remoción en masa" afectan el perfil a una profundidad considerable.

<sup>&</sup>lt;sup>2</sup> Suarez Diaz, Jaime. Deslizamientos, Tomo 1 y 2. Editorial Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga, Santander. 2009.

#### 4.2.1 Partes de un Deslizamiento

Las partes principales son las siguientes:

- **Cabeza.** Parte superior de la masa de material que se mueve. La cabeza del deslizamiento no corresponde necesariamente a la cabeza del talud. Arriba de la cabeza está la corona.

- **Cima.** El punto más alto de la cabeza, en el contacto entre el material perturbado y el escarpe principal.

- **Corona.** El material que se encuentra en el sitio, (prácticamente inalterado), adyacente a la parte más alta del escarpe principal, por encima de la cabeza.

- **Escarpe principal.** Superficie muy inclinada a lo largo de la periferia posterior del área en movimiento, causado por el desplazamiento del material. La continuación de la superficie del escarpe dentro del material conforma la superficie de la falla.

- **Escarpe secundario.** Superficie muy inclinada producida por el desplazamiento diferencial dentro de la masa que se mueve. En un deslizamiento pueden formarse varios escarpes secundarios.

- **Superficie de falla.** Área por debajo del movimiento y que delimita el volumen del material desplazado. El suelo por debajo de la superficie de la falla no se mueve, mientras que el que se encuentra por encima de ésta, se desplaza. En algunos movimientos no hay superficie de falla.

- **Pie de la superficie de falla.** La línea de interceptación (algunas veces tapada) entre la parte inferior de la superficie de rotura y la superficie original del terreno.

- **Base.** El área cubierta por el material perturbado abajo del pie de la superficie de falla.

34

- **Punta o uña.** El punto de la base que se encuentra a más distancia de la cima.

- **Cuerpo principal del deslizamiento.** El material desplazado que se encuentra por encima de la superficie de falla. Se pueden presentar varios cuerpos en movimiento.

- **Superficie original del terreno.** La superficie que existía antes de que se presentara el movimiento.

- **Costado o flanco.** Un lado (perfil lateral) del movimiento. Se debe diferenciar el flanco derecho y el izquierdo.

- **Derecha e izquierda.** Para describir un deslizamiento se recomienda utilizar la orientación geográfica (Norte, Sur, Este, Oeste); pero si se emplean las palabras derecha e izquierda, deben referirse al deslizamiento observado desde la corona hacia el pie.



Figura 4: Partes de un Deslizamiento.

Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz

# 4.2.2. Clasificación de los Deslizamientos<sup>3</sup>

Para la clasificación de los deslizamientos se presenta el sistema propuesto por Varnes (1978), el cual tipifica los principales tipos de movimiento. Para el propósito del presente trabajo, se presentan algunas adiciones a los procesos de movimiento identificados originalmente por Varnes. Algunos de estos movimientos están incluidos en la clasificación de los procesos de deterioro (previos a un deslizamiento) y es difícil identificar cuándo son procesos de deterioro y cuándo son componentes principales del movimiento del talud. Por ejemplo, la erosión se clasifica como un proceso y no como un tipo de movimiento.

#### 4.2.2.1. Caído

Caído es el desprendimiento y caída de materiales del talud. En los caídos se desprende una masa de cualquier tamaño desde un talud de pendiente fuerte a lo largo de una superficie en la cual el desplazamiento de corte es mínimo o no se da.

Este desplazamiento se produce principalmente por caída libre, a saltos o rodando Los caídos de suelo, en escarpes semi-verticales, representan un riesgo importante para los elementos que están debajo del talud.

Los caídos pueden incluir desde suelo y partículas relativamente pequeñas, hasta bloques de varios metros cúbicos. Los fragmentos son de diferentes tamaños y generalmente se rompen en el proceso de caído. Los "caídos de roca" corresponden a bloques de roca relativamente sana; los caídos de residuos o "detritos", están compuestos por fragmentos de materiales pétreos y los caídos de tierra, corresponden a materiales compuestos de partículas pequeñas de suelo o masas blandas. Los caídos o desprendimientos de suelo ocurren en taludes de muy alta pendiente, especialmente en las terrazas producto de depósitos aluviales.

<sup>&</sup>lt;sup>3</sup> Suarez Diaz, Jaime. Deslizamientos, Tomo 1 y 2. Editorial Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga, Santander. 2009.

La activación de caídos, o "derrumbes" de suelo, es muy común en los suelos residuales con estructuras heredadas. Generalmente, van precedidos de agrietamientos en la cabeza del talud.

Figura 5: Caído en Roca.



Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz

Figura 6: Caído de Residuos.



Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz

Figura 7: Caído de Bloques en caída libre de Roca.



Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz

# 4.2.2.2. Inclinación o Volcamiento

Este tipo de movimiento consiste en una rotación hacia adelante de una unidad o unidades de material térreo con centro de giro por debajo del centro de gravedad de la unidad. Generalmente, los volcamientos ocurren en las formaciones rocosas, pero también, se presentan en suelos cohesivos secos y en suelos residuales

La inclinación puede abarcar zonas muy pequeñas o incluir volúmenes grandes hasta de varios millones de metros cúbicos.

Las características de la estructura de la formación geológica determinan la forma de ocurrencia de la inclinación. Las características de buzamiento y estratificación de los grupos de discontinuidades definen el proceso, la naturaleza del proceso, la altura y el tamaño del bloque inclinado.
Dependiendo de las características geométricas y de la estructura geológica, la inclinación puede o no terminar en caídos o en derrumbes

Las fuerzas que producen el volcamiento son generadas por las unidades adyacentes, el agua en las grietas o juntas, las expansiones y los movimientos sísmicos. Las inclinaciones pueden variar de extremadamente lentas a extremadamente rápidas.

Por lo general, son lentas a extremadamente lentas al inicio y aumentan de velocidad con el tiempo. A menudo, terminan en caídos de roca o residuos, derrumbes (caídos de suelo) o flujos.

En los volcamientos de roca, las fracturas definen las características del movimiento. En las inclinaciones del suelo las grietas de tensión, la cohesión de los materiales, la altura y la pendiente de los taludes, determinan el volumen de la masa, la magnitud del movimiento y la posibilidad de desmoronamiento, caído o flujo.



Figura 8: Procesos de Inclinación o Volcamiento.

Fuente: Deslizamientos - Ing. Jaime Suarez Diaz

## 4.2.2.3. Reptación ("Creep")

La reptación o "crep" consiste en movimientos del suelo subsuperficial desde muy lentos a extremadamente lentos sin una superficie definida de falla. La profundidad del movimiento puede ser desde pocos centímetros hasta varios metros. Generalmente, el desplazamiento horizontal es de unos pocos centímetros al año y afecta a grandes áreas de terreno.

La reptación puede preceder a movimientos más rápidos como los flujos o deslizamientos traslacionales. La reptación comúnmente ocurre en las laderas con pendiente baja a media. Se les atribuye a las alteraciones climáticas relacionadas con los procesos de humedecimiento y secado en los suelos, usualmente arcillosos, muy blandos o alterados, con características expansivas.



Figura 9: Proceso de Reptación.

Fuente: Texto Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales - Ing. Jaime Suarez Diaz

## 4.2.2.4. Deslizamiento<sup>4</sup>

Este movimiento consiste en un desplazamiento de corte a lo largo de una o varias superficies, que pueden detectarse fácilmente o dentro de una zona relativamente delgada. El movimiento puede ser progresivo, o sea, que no se inicia simultáneamente a lo largo de toda, la que sería, la superficie de falla.

Los deslizamientos pueden ser de una sola masa que se mueve o pueden comprender varias unidades o masas semi-independientes.

Los deslizamientos pueden obedecer a procesos naturales o a desestabilización de masas de tierra por el efecto de cortes, rellenos, deforestación, etc.



Figura 10: Deslizamientos en Suelos blandos.

Fuente: Texto Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales – Ing. Jaime Suarez Diaz

Los deslizamientos se pueden a su vez dividir en dos subtipos denominados deslizamientos rotacionales y traslacionales o planares. Esta diferenciación es importante porque puede definir el sistema de análisis y estabilización a emplearse.

<sup>&</sup>lt;sup>4</sup> Morales Cabrera, Dante Ulises. Análisis y Diseños de Taludes utilizando métodos computacionales. Tesis para optar el grado Académico de Maestro en Ciencias con Mención en Ingeniería de Minas. Lima – Perú. 2000.

## a. Deslizamiento Rotacional

En un deslizamiento rotacional la superficie de falla es formada por una curva cuyo centro de giro se encuentra por encima del centro de gravedad del cuerpo del movimiento.

Visto en planta el deslizamiento posee una serie de agrietamientos concéntricos y cóncavos en la dirección del movimiento. El movimiento produce un área superior de hundimiento y otra inferior de deslizamiento generándose comúnmente, flujos de materiales por debajo del pie del deslizamiento.

En muchos deslizamientos rotacionales se forma una superficie cóncava en forma de "cuchara". Generalmente, el escarpe debajo de la corona tiende a ser semivertical, lo cual facilita la ocurrencia de movimientos retrogresivos.

El movimiento, aunque es curvilíneo no es necesariamente circular, lo cual es común en materiales residuales donde la resistencia al corte de los materiales aumenta con la profundidad.

En la cabeza del movimiento, el desplazamiento es aparentemente semi-vertical y tiene muy poca rotación, sin embargo, se puede observar que generalmente, la superficie original del terreno gira en dirección de la corona del talud, aunque otros bloques giren en la dirección opuesta.

Los deslizamientos rotacionales en suelos generalmente tienen una relación Dr/Lr entre 0.15 y 0.33 (Skempton y Hutchinson 1969).

#### Figura 11: Deslizamientos Rotacionales Típicos.



Fuente: Texto Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales – Ing. Jaime Suarez Diaz

Frecuentemente la forma y localización de la superficie de falla está influenciada por las discontinuidades, juntas y planos de estratificación. El efecto de estas discontinuidades debe tenerse muy en cuenta en el momento que se haga el análisis de estabilidad.

Los deslizamientos estrictamente rotacionales ocurren usualmente, en suelos homogéneos, sean naturales o artificiales y por su facilidad de análisis son el tipo de deslizamiento más estudiado en la literatura.

En zonas tropicales este tipo de suelos no es común y cuando existe rotación, la superficie de falla es usualmente curva pero no circular; Sin embargo, en zonas de meteorización muy profunda y en rellenos de altura significativa algunas superficies de falla pueden asimilarse a círculos.

Dentro del deslizamiento comúnmente, ocurren otros desplazamientos curvos que forman escarpes secundarios y ocasionalmente ocurren varios deslizamientos sucesivos en su origen pero que conforman una zona de deslizamientos rotacionales independientes.

### b. Deslizamiento de traslación

En el deslizamiento de traslación el movimiento de la masa se desplaza hacia fuera o hacia abajo, a lo largo de una superficie más o menos plana o ligeramente ondulada y tiene muy poco o nada de movimiento de rotación o volteo.

Los movimientos traslacionales tienen generalmente, una relación Dr/Lr de menos de 0.1. La diferencia importante entre los movimientos de rotación y traslación está principalmente, en la aplicabilidad o no de los diversos sistemas de estabilización.

Sin embargo, un movimiento de rotación trata de auto estabilizarse, mientras uno de traslación puede progresar indefinidamente a lo largo de la ladera hacia abajo.

Los movimientos de traslación son comúnmente controlados por superficies de debilidad tales como fallas, juntas, fracturas, planos de estratificación y zonas de cambio de estado de meteorización que corresponden en términos cuantitativos a cambios en la resistencia al corte de los materiales o por el contacto entre la roca y materiales blandos o coluviones. En muchos deslizamientos de traslación la masa se deforma y/o rompe y puede convertirse en flujo.

Los deslizamientos sobre discontinuidades sencillas en roca se les denomina deslizamientos de bloque, cuando ocurren a lo largo de dos discontinuidades se le conoce como deslizamiento de cuña y cuando se presentan sobre varios niveles de una familia de discontinuidades se le puede denominar falla en escalera.

Figura 12: Deslizamientos Traslacionales.



Fuente: Texto Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales - Ing. Jaime Suarez Diaz

Movimientos que envuelven fracturas y extensión de roca o suelo, debido a licuación o flujo plástico del material subyacente. Las capas superiores pueden hundirse, trasladarse, rotarse, desintegrarse o pueden licuarse y fluir.

# 4.3. ANALISIS DE ESTABILIDAD<sup>5</sup>

Los análisis de estabilidad son herramientas de la ingeniería geotécnica, utilizadas con el objeto de analizar las condiciones de estabilidad de los taludes naturales, su seguridad y funcionalidad de diseño en obras o prevenir catástrofes que puedan desfavorecer vidas humanas.

Dentro de las metodologías disponibles, se encuentran los métodos de equilibrio límite y los métodos numéricos Los métodos numéricos son más exactos, mostrando mejor detalle en las condiciones de estabilidad, sin embargo, los métodos de equilibrio límite son más sencillos de utilizar y permiten abalizar los casos de fallas traslacional, rotacional, de inclinación e incluso las de cuña.

<sup>&</sup>lt;sup>5</sup> Morales Cabrera, Dante Ulises. Análisis y Diseños de Taludes utilizando métodos computacionales. Tesis para optar el grado Académico de Maestro en Ciencias con Mención en Ingeniería de Minas. Lima – Perú. 2000.

### 4.3.1. Métodos de Equilibrio Límite

Los métodos de equilibrio límite analizan el equilibrio de una masa potencialmente inestable y consisten en comparar las fuerzas tendentes al movimiento con las fuerzas resistentes que se oponen al mismo a lo largo de una determinada superficie de rotura, basándose en la selección de una superficie de rotura, del criterio de Mohr-Coulomb y de la definición de un coeficiente de seguridad.

Estos métodos han sido utilizados por varias décadas para taludes terrestres sujetos a fuerzas gravitacionales (Therzagui 1943, Taylor 1948, Bishop 1955, Morgenster y Price 1965 y Janbu 1973) todo con el fin de llegar a obtener el factor de seguridad que le permita al ingeniero tener una herramienta útil para la toma de decisiones.

### 4.3.2 Métodos numéricos

Algunas veces los mecanismos de falla de los deslizamientos son muy complejos e incluyen factores muy difíciles de investigar con análisis convencionales de equilibrio límite. Las fallas de los taludes en su gran mayoría son progresivas, no se inicia la falla al mismo tiempo como lo supone el equilibrio límite.

Los métodos numéricos se pueden clasificar en varias categorías como son: elementos finitos, diferencias finitas, elementos de borde y elementos discretos, mencionando brevemente los elementos finitos y las diferencias finitas como los más comunes y debido a que éste estudio está centrado en equilibrio límite.

#### 4.3.3. Métodos de elementos finitos

El método esencialmente, divide la masa de suelo en unidades discretas que se llaman elementos finitos. Estos elementos finitos se interconectan en sus nodos y los bordes predefinidos. El método típicamente utilizado, es la formulación de desplazamientos que presenta los resultados en forma de esfuerzos y desplazamientos a los puntos nodales. La condición de falla obtenida es la de un fenómeno progresivo y no todos los nodos fallando simultáneamente y uno de los programas es el Plaxis.



Figura 13: Malla Típica 2D para análisis de un Talud por elementos Finitos.

Fuente: Texto Deslizamientos V1 - Ing. Jaime Suarez Diaz

# 4.3.4. Software Slope/w<sup>6</sup>

El software Slope/w utiliza la teoría de equilibrio límite para calcular el factor de seguridad de taludes de tierra. La formulación comprensiva de Slope/w hace posible analizar fácilmente problemas de estabilidad de taludes simples y complejos para calcular el factor de seguridad.

Los parámetros de entrada para valorar un material en el software son: el peso específico, el ángulo de fricción y la cohesión, obtenidos directamente del estudio de mecánica de suelos.

<sup>&</sup>lt;sup>6</sup> Callupe Arzapalo, Will Honorato. Estabilidad de taludes del plan de minado para la vida de mina (vdm) 2011 tajo abierto Pierina, Tesis para optar el grado de Maestro en Ciencias con mención en ingeniería Geotécnica. Lima – Perú, 2011.

Básicamente lo que se hace en el software es utilizar la falla circular, introduciendo la grilla y el radio. El radio se dibuja dentro del talud en donde se quiere considerar como más critica la superficie donde se específica en cuatro esquinas formando una caja y se recomienda dibujar siempre lo más paralelo a la superficie del talud y la grilla se dibuja por fuera del talud con la cantidad de puntos que se crea conveniente.

El programa evalúa la cantidad de superficies de falla trazando círculos desde cada uno de los puntos de la grilla hacia cada una de las líneas tangentes dibujadas dentro del talud, dándonos a conocer el menor factor de seguridad posible entre esos puntos.

El software tiene principalmente las siguientes características:

- Incluye por defecto los métodos de Janbu, Ordinario, Bishop y permite escoger un cuarto método en los cuales están: Spencer, Morgenstern y Price, GLE, Cuerpo de ingenieros entre otros.

- Incluye modelos de fuerza de suelos como: Mohr-Coulomb, Bilineal, no drenado, fuerza anisotrópica, función de fuerza cortante/normal, roca impenetrable y otras más.

- Localizar superficie de falla en el lugar que se quiera u obtener la superficie de falla más desfavorable y la cantidad que se desee.
- Permite simular las fuerzas sísmicas introduciendo la fuerza horizontal y o vertical si se prefiere.
- Se puede dividir la superficie de falla en la cantidad de dovelas de preferencia para obtener factores de seguridad más precisos si se prefiere.
- Permite introducir el nivel freático en las capas de suelo que se afecte dibujándolo muy fácilmente

48

 El dibujo de sus regiones es muy sencillo, más sin embargo si se tiene taludes de superficies complicadas el programa permite importar archivos de AutoCAD.

Figura 14: Imagen Análisis de taludes con Software Slope/W.



Fuente: Programa Slope/W

# 4.4. GENERALIDADES DE LA MECANICA DE ROCAS<sup>7</sup>

Las rocas de la corteza terrestre se presentan generalmente seccionadas por grietas, diaclasas y otros diferentes planos de discontinuidades que están muy influenciados por la geología estructural del macizo rocoso al que pertenecen. El estudio de las propiedades de estas discontinuidades, es de vital importancia ya que éstas tienden a interceptarse formando planos de fallas que dividen el macizo en diferentes tipos de bloques, que al ser influenciados de forma permanente por procesos de inestabilidad

<sup>&</sup>lt;sup>7</sup> Hoek, E. Karzulovic, A. 2000. Rock Mass Properties for Surface Mining. Publicado en "Slope Stability for Surface Mining".

como infiltraciones de agua o la sismicidad, se caen provocando entonces lo que se conoce como deslizamientos o caídos de roca.

Los caídos de roca producen un alto riesgo para las personas especialmente en las vías, así como también para las industrias de la minería y para estructuras de diferentes tipos, como las presas que muchas veces necesitan ser construidas en zonas donde la geología predominante sea básicamente rocosa, por tal razón es muy necesario realizar el control de estos deslizamientos por medio de tecnologías de estabilización y métodos de análisis existentes para poder disminuir los riesgos y manejar las posibles amenazas que se presenten.

## 4.4.1. Criterios de Rotura

Para definir el comportamiento de una roca en rotura existen dos formas, la primera y generalmente más usada es mediante el estado de tensiones, de tal forma que se tome como resistencia la máxima tensión que pueda soportar la roca, o también puede usarse la segunda mediante el estado de deformaciones.

La resistencia de los macizos rocosos se puede evaluar por medio de los llamados Criterios de Rotura, de los cuales los más extendidos y utilizados en la práctica geotécnica son el de Mohr-Coulomb y el de Hoek & Brown, sin embargo, existen otros criterios que no han sido difundidos con el mismo éxito que los mencionados.

#### 4.4.1.1. Fuerzas y tensiones

Las rocas presentan defectos estructurales debido a la variación en la composición mineralógica, orientación de minerales, porosidad, micro fisuración, y grado de alteración, entre otras, mientras que los macizos rocosos, además contienen discontinuidades de muy diverso tipo y zonas meteorizadas o tectonizadas.

50

La aplicación de nuevas fuerzas, o la modificación de la magnitud o distribución de las preexistentes, da lugar a cambios en el estado mecánico de los sistemas rocosos, produciéndose una serie de efectos internos, como desplazamientos, deformaciones y modificación del estado tensional o de esfuerzos. En el laboratorio se utilizan ensayos en los cuales se aplican fuerzas para producir rotura del material y de esta forma conocer su resistencia y deformación. La caracterización del estado mecánico de un sistema está dada por:

- Posición de cada una de sus partes, definida por sus coordenadas.
- Fuerzas que actúan entre y sobre partes del sistema.
- Velocidad con que las partes cambian de posición.

La diferencia entre dos estados mecánicos está definida por los desplazamientos deformaciones y cambios en el estado tensional o de esfuerzos.

## 4.4.1.2. Resistencia y rotura

La aplicación de fuerzas que provocan tensiones o esfuerzos pueden producir deformaciones y roturas en las rocas dependiendo de la resistencia de estas y de otras condiciones del propio material rocoso.

La **resistencia** se define como el esfuerzo que la roca puede soportar para unas ciertas condiciones de deformación. La resistencia de pico ( $\Box$ p), es el esfuerzo máximo que se puede alcanzar. La resistencia residual ( $\Box$ r), es el valor al que cae la resistencia de algunas rocas para deformaciones elevadas, este se produce después de sobrepasar la resistencia de pico.

En condiciones naturales, la resistencia depende de las propiedades intrínsecas de la roca, es decir, cohesión, ángulo de fricción, y de factores externos como la magnitud de los esfuerzos que se ejercen, los ciclos de carga y descarga o la presencia de agua.

51

La **rotura** es un fenómeno que se obtiene cuando la roca no puede resistir las fuerzas aplicadas, alcanzando el esfuerzo un valor máximo correspondiente a la resistencia de pico del material. En función de la resistencia de la roca, las relaciones entre los esfuerzos aplicados y las deformaciones producidas, la rotura puede responder a diferentes modelos, como lo son la rotura frágil o rotura dúctil

## 4.4.2. Mecanismos de Rotura

El análisis de la rotura en rocas es más complejo que en suelo, debido que el proceso de rotura en estas es muy variado, englobando varios tipos de fenómenos de manera conjunta e interviniendo múltiples factores. A continuación, se presenta algunos de estos procesos:

# 4.4.2.1. Rotura por esfuerzo cortante

Se crea cuando una determinada superficie de roca es sometida a esfuerzos de corte suficientemente alta como para que una cara de la superficie deslice con respecto a la otra.



Figura 15: Rotura por Esfuerzo Cortante de un Talud.

Fuente: Ingeniería Geológica – Luis Gonzales, 2004.

## 4.4.2.2. Rotura por compresión

Esta fractura ocurre cuando la roca sufre esfuerzos a compresión. Microscópicamente se producen grietas de tracción y planos de corte que progresan en el interior de la roca.

## 4.4.2.3. Rotura por flexión

Resulta al ser sometida una sección de roca a momentos flectores, es decir cuando está sección está sometida a unas tensiones normales variables, rompiéndose por la zona donde se acumulan las tracciones.



Figura 16: Rotura por Flexión en un Túnel.

Fuente: Ingeniería Geológica - Luis Gonzales, 2004.

## 4.4.2.4. Rotura por tracción

Ocurre cuando la disposición y/o estructura del macizo rocoso hace que una cierta sección de la roca esté sometida a una tracción pura o casi pura.

Figura 17: Tramos de Superficies de discontinuidades sometidas a tracción simple.



Fuente: Ingeniería Geológica - Luis Gonzales, 2004.

# 4.4.2.5. Rotura por colapso

Se produce cuando el material recibe compresiones en todas las direcciones del espacio. La estructura de la roca se rompe y se transforma en un material suelto, tipo suelo.

# 4.4.3. Criterios de Rotura

El criterio de rotura es la relación entre tensiones que permiten predecir la resistencia de una roca sometida a un campo tensional. En general se refieren a la resistencia de pico, aunque también se puede emplear la resistencia residual, los criterios de rotura más utilizados son los siguientes:

## 4.4.3.1. Criterio de Mohr Coulomb

Este criterio revela que la resistencia al corte de las rocas tiene dos componentes: cohesión y fricción, siendo esta última dependiente de la tensión efectiva normal sobre el plano de rotura.

Según esta teoría la resistencia al corte que puede desarrollar una roca en un plano que forma un ángulo  $\beta$  con la tensión principal menor, se puede expresar mediante la fórmula:

$$\tau = c + \sigma'_n \tan \emptyset$$

Donde,

- τ Resistencia al corte
- c Cohesión
- $\sigma'_n$  Tensión efectiva normal
- Φ Angulo de fricción

El criterio puede expresarse igualmente en función de los esfuerzos principales  $\sigma$ 1 y  $\sigma$ 3.

$$\sigma_1 = \frac{2c + \sigma_3[sen 2\beta + tag \phi (1 - \cos 2\beta)]}{sen 2\beta - tag \phi (1 + \cos 2\beta)}$$

Figura 18: Relación entre tensiones principales y cortantes en el criterio de rotura de Mohr – Coulomb.



Fuente: Autores Varios

Permitiendo obtener la resistencia en cualquier plano definido por  $\beta$ . Para el plano crítico de rotura  $\beta$ =45° +  $\phi$ /2, la expresión anterior tomará la forma:

$$\sigma_1 = \frac{2c\cos\phi + \sigma_3(1 + \sin\phi)}{(1 - \sin\phi)}$$

Si se da la condición  $\sigma$ 3=0,  $\sigma$ 1 será la resistencia a compresión simple de la roca:

$$\sigma_1 = \sigma_c = \frac{2c \cos \emptyset}{1 - \sin \emptyset}$$

El criterio también proporciona el valor de la resistencia a tracción:

$$\sigma_t = \frac{2c\cos\emptyset}{1+\sin\emptyset}$$

El criterio de Mohr-Coulomb supone que la envolvente de los círculos de Mohr correspondientes a las combinaciones críticas de las tensiones principales es decir las que dan lugar a la rotura, es lineal. El criterio puede ser utilizado para definir tanto la resistencia pico como la residual, la rotura se produce cuando, la tensión cortante aplicada a la roca iguala la resistencia friccional de la misma, asociada con la tensión normal en el plano de rotura, más cohesión.

#### 4.4.3.2. Criterio de Hoek y Brown Generalizado

Este criterio ha variado desde su primera publicación en 1980, especialmente en lo relacionado a la incorporación del GSI (Índice de Resistencia Geológica), sustituyendo el criterio de RMR de Bieniawski. Esta nueva interpretación se expresa de la siguiente manera:

$$\sigma'_{1} = \sigma'_{3} + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma'_{3}}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde,

m<sub>b</sub> Valor reducido de la constante del material m<sub>i</sub>.m<sub>i</sub> está dada por:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

#### a y s Constantes del macizo rocoso

$$s = exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$
$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right)$$

D es un factor que depende del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por efecto de excavaciones (voladuras o mecánicas) o relajación de esfuerzos. Varía de 0 para macizos rocosos inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados.

La resistencia a la compresión uniaxial se obtiene haciendo  $\Box'\sigma$ 3= 0, en la expresión generalizada así:

$$\sigma_c = \sigma_{ci} * s^a$$

Y siendo la resistencia a tracción:

$$\sigma_t = -\frac{s * \sigma_{ci}}{m_b}$$

#### 4.4.3.3. Criterio de Hoek y Brown

Es más adecuado un criterio no lineal para evaluar la resistencia de la matriz rocosa, donde la figura gráfica de la rotura es una curva de tipo cóncavo. Este es un proceso empírico de rotura no lineal válido para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isótropa en condiciones triaxiales:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i \sigma_{ci} + \sigma_{ci}^2}$$

Donde,

 $\begin{array}{ll} \sigma_1 \ y \ \sigma_3 & \mbox{Esfuerzos principales mayor y menor en rotura} \\ \sigma_{ci} & \mbox{Resistencia a compresión simple de la matriz rocosa} \\ m_i & \mbox{Constante que depende de la propiedad de la matriz rocosa} \end{array}$ 

El criterio expresado adimensionalmente, en términos de esfuerzos normalizados con respecto a σci, tiene la forma:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_{ci}} = \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} = +\sqrt{m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1}$$

La resistencia de la roca a compresión simple bien dada por la expresión anterior sustituyendo  $\sigma$ 3=0, y la resistencia a la tracción se obtiene resolviendo para  $\sigma$ 1=0 y  $\sigma$ 3=  $\sigma$ t:

$$\sigma_t = \frac{1}{2}\sigma_{ci}\left(m_i - \sqrt{m_i^2} + 4\right)$$

Figura 19: Envolventes de rotura del criterio de Hoek y Brown en función de los esfuerzos principales. (a) y de los esfuerzos normal y tangencial (b). Representación de las diferentes condiciones de esfuerzos para rotura de la matriz rocosa.



Fuente: Ingeniería Geológica - Luis Gonzales, 2004.

La expresión del criterio de rotura en función de los esfuerzos tangenciales y normales es:

$$\tau = A\sigma_{ci} \left(\frac{\sigma_n - \sigma_t}{\sigma_{ci}}\right)^B$$

Donde,

 $\sigma_t$  = Resistencia a tracción

A y B = Constantes dependientes del valor de  $m_i^{(1)}$ 

#### 4.4.3.4. Criterio de Rotura de Barton & Choubey

Se deduce a partir del análisis de comportamiento de las discontinuidades en ensayos en laboratorio, permite dar una estimación de la resistencia al corte en discontinuidades rocosas y es empírico. Dado de la siguiente forma:

$$\tau = \sigma'_n * tan \left( JRC * log \left( \frac{JCS}{\sigma'_n} \right) + \phi_r \right)$$

Donde,

JCS Resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad (Joint wall compresion strenght).

JRC Coeficiente de rugosidad de la discontinuidad (Joint roughness coefficient). Φ Ángulo de rozamiento residual.

 $\sigma$  y  $\sigma$  n Esfuerzos tangencial y normal efectivo sobre el plano de discontinuidad.

Con el criterio de Barton & Choubey resultan ángulos de rozamiento muy altos para tensiones de compresión muy bajas sobre la discontinuidad. Por este motivo no debe usarse para tensiones  $\pi\sigma$  tales que JCS /  $\pi\sigma$  > 50, debiendo tomarse en estos casos un ángulo de rozamiento constante independiente de la carga, con un valor  $\phi_P$  igual a.

$$\phi_p = \phi_r + 1.7 JRC$$

#### 4.4.4. Clasificaciones Geomecánicas: RMR y GSI

Es importante conocer las clasificaciones geomecánicas RMR Y GSI, que tienen como objeto el de proporcionar una evaluación al macizo rocoso que se estudia a partir de observaciones de campo y ensayos simples.

#### 4.4.4.1. Rock Mass Rating (RMR)

El RMR, fue introducido por Bieniawski 1976, inicialmente pensado para valorar la estabilidad y los soportes requeridos en túneles, pero también resultó ser apto

para la valoración de la estabilidad en taludes. El RMR permite la obtención de la cohesión y ángulo de fricción, parámetros resistentes del criterio de Mohr-Coulomb. En las siguientes ecuaciones se muestran las relaciones entre RMR y los parámetros resistentes.

$$c = 5RMR(KPa)$$

$$\varphi = \frac{5 + RMR}{2} (Deg)$$

Donde *c* es la cohesión y  $\phi$  es el ángulo de fricción.

El RMR tiene en cuenta los siguientes parámetros del macizo rocoso.

 Resistencia del material intacto que se obtiene mediante ensayo de carga puntual o compresión simple

• RQD (Rock quality designation index), Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de alteración del macizo

• Espaciado de la discontinuidad, hace referencia a la longitud entre discontinuidades dentro de la zona de estudio

• Condición de las discontinuidades, que incluye: Longitud de la discontinuidad, abertura, rugosidad, relleno y alteración

Presencia de agua subterránea

A cada uno de los parámetros anteriores se le asigna un valor, el RMR se obtiene como la suma de todos ellos.

## 4.4.4.2. Geological Strength Index (GSI)

Con la aparición del criterio de rotura de Hoek & Brown el uso del RMR ya no es adecuado, sobre todo para el caso de rocas débiles, y se introduce de esta forma la clasificación geomecánica GSI. El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo.

Las observaciones se basan en la apariencia del macizo a nivel de estructura y a nivel de condición de la superficie. A nivel de estructura se tiene en cuenta el nivel de alteración que sufren las rocas, la unión que existe entre ellas, que viene dada especialmente por las formas y aristas que presentan, así como de su cohesión. Para las condiciones de la superficie, se tiene en cuenta si está alterada, si ha sufrido erosión o qué tipo de textura presenta, y el tipo de recubrimiento existente.

Los valores del GSI varían desde 1 hasta 100. Los cercanos al 1 corresponden a las situaciones de macizos rocosos de menor calidad. Por el contrario, valores de GSI cercanos a 100, implican macizos de gran calidad, ya que significa una estructura marcada por una pequeña fragmentación en la que abundan las formas prismáticas y superficies rugosas sin erosión.

### 4.5. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES 8

Debido a la complejidad de la naturaleza rocosa, ningún método de análisis, ni criterio de solución, puede ser considerado como suficiente. Requiriéndose el conocimiento más detallado posible del medio geológico, la geodinámica natural; las actividades y acciones antrópicas, así como el medio en el cual se desarrolla el proyecto.

Los análisis de estabilidad son de vital importancia ya que permiten definir aspectos como las fuerzas externas que deben ser aplicadas para conseguir el factor de seguridad requerido para el proyecto. Además de esto, en caso de que el análisis se esté realizando debido a la falla en la estabilidad de un talud previamente existente, este tipo de análisis permite diseñar las medidas de corrección o estabilización adecuadas para evitar nuevos movimientos.

Actualmente existen múltiples programas computacionales especializados y basados en los criterios de rotura que permiten modelar los tipos de fallas provocados por las discontinuidades presentes en el macizo que se estudia.

Estos software, usan métodos de estabilidad que generalmente se basan en un planteamiento físico – matemático en el que participan tanto fuerzas que estabilizan el talud como fuerzas que son favorables al desplazamiento, y son estas fuerzas las que determinan el comportamiento y las condiciones de estabilidad del talud. Dentro de los diferentes tipos de métodos utilizados para analizar la estabilidad de taludes se encuentran los métodos determinísticos y los probabilísticos.

<sup>&</sup>lt;sup>8</sup> Hormazábal, E., Rovira, F., Walker, M., C.Carranza-Torres. 2009. Analysis and design of slopes for Rajo Sur, an open pit mine next to the subsidence crater of El Teniente mine in Chile..

Suarez Diaz, Jaime. Deslizamientos, Tomo 1 y 2. Editorial Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga, Santander. 2009

### 4.5.1. Métodos Determinísticos

Para el análisis determinístico se consideran eventos reales de los cuales se conocen o se suponen las condiciones en que se encuentra el talud, indicando si este es estable o no. Este método consiste en seleccionar los valores apropiados de los parámetros físicos y resistentes del macizo y que controlan el comportamiento del material por el que está formado, para que a partir de ellos y de las leyes adecuadas de comportamiento se defina el estado de estabilidad o el factor de seguridad del talud.

Existen dos grupos de métodos determinísticos: los métodos de equilibrio límite, que analizan el equilibrio de una masa potencialmente inestable y consiste en comparar las fuerzas tendientes al movimiento con las fuerzas que se oponen al movimiento a lo largo de una misma superficie de rotura, este primero utilizado principalmente para taludes en roca y los métodos tenso – deformacionales que consideran las relaciones de tensiones y deformaciones que sufre el material durante el proceso de deformación y rotura, este último método aplicado principalmente a taludes en material suelto y macizos rocosos grandemente triturados.

Estos métodos, tienen el inconveniente de que su aplicación a grandes áreas es muy costosa lo que les hacen económicamente inviables; sin embargo, ha habido intentos de aplicarlos a grandes áreas.

#### 4.5.2. Métodos Probabilísticos

Son métodos, que permiten establecer relaciones estadísticas a partir de distintos métodos, entre una serie de factores condicionantes de los deslizamientos como la litología, pendiente, etc. y la distribución actual y/o pasada de los deslizamientos, su uso requiere crear una base de datos que incluya toda esa información.

Estos métodos, consideran la probabilidad de rotura del talud bajo unas condiciones determinadas. Es necesario conocer las funciones de distribución de los diferentes

64

valores considerados como variables aleatorias en los análisis realizándose a partir de ellas los cálculos del factor de seguridad mediante procesos iterativos. Se obtienen las funciones de densidad de probabilidad y distribución de probabilidad del factor de seguridad y curvas de estabilidad del talud.

Los principales problemas en este tipo de análisis se derivan de la dificultad para obtener datos suficientes, sobre el desarrollo del proceso en periodos del pasado reciente, que resulten significativos para la realización de previsiones encaminadas a la prevención de daños.

## 4.6. MECANISMOS DE FALLA<sup>9</sup>

El mecanismo de rotura es la descripción del proceso físico que se produce en el macizo rocoso con el aumento de la carga o con la disminución de la resistencia y cuando el movimiento empieza y se propaga en todo su largo.

Como ya se ha mencionado, la falla de los taludes en roca en la mayoría de los casos se encuentra controlada por las características y estructura de su sistema de discontinuidades. Dependiendo de las características como la orientación y dimensión de estas pueden formarse planos de fallas producto de la intersección de una o más fracturas, formando bloques inestables que involucre volúmenes pequeños de material o fallas en gran escala que afecten taludes completos.

La clasificación del tipo de movimiento que se pueda presentar, tiene gran importancia por influir en el análisis de estabilidad, control y medidas de estabilización aplicables, también cada mecanismo de rotura tiene una metodología distinta para evaluar la estabilidad mediante el factor de seguridad.

<sup>&</sup>lt;sup>9</sup> Morales Cabrera, Dante Ulises. Análisis y Diseños de Taludes utilizando métodos computacionales. Tesis para optar el grado Académico de Maestro en Ciencias con Mención en Ingeniería de Minas. Lima – Perú. 2000.

### 4.6.1 Rotura Plana

Estos tipos de fallas se producen a favor de una única familia de planos de rotura que buzan en el mismo sentido que el talud, y cuya dirección es muy similar a la de la superficie de este. Se producen fundamentalmente debido a que el buzamiento de los planos es menor que el del talud, llegando a diferencias de hasta 20°, con lo que el rozamiento movilizado no es suficiente para asegurar su estabilidad.



Figura 20: Rotura Plana y en Cuña.

Fuente: Ingeniería Geológica – Luis Gonzales de Vallejo

A partir de las fuerzas actuantes sobre la superficie de rotura considerada, se establece la ecuación del coeficiente de seguridad:

$$FS = W\cos\alpha - \frac{1}{2}\gamma_w Z_w Asen\alpha + T$$

Donde:

W Peso del bloque deslizante.

A Ángulo de buzamiento de la familia que produce el plano deslizante.

*T* Fuerza total del anclaje o grupo de anclajes.

A Longitud de la superficie de deslizamiento.

γw Densidad del agua.

Zw Altura del talud en la que existe presión de agua.

Luego de que se garantice que puede existir estabilidad en el bloque deslizante, el cálculo del factor de seguridad para el caso general en que existe una grieta de tensión se realiza utilizando la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{cA + \left(W\cos\alpha - \frac{1}{2}\gamma_{w}Z_{w}A - \frac{1}{2}\gamma_{w}z_{w}^{2}sen\alpha - CsWsen\alpha + T\cos\delta\right)\tan\phi}{Wsen\alpha + \frac{1}{2}\gamma_{w}z_{w}^{2}\cos\alpha + CsW\cos\alpha - Tsen\delta}$$

Donde:

c Cohesión en el plano de deslizamiento.

A Longitud de la superficie de deslizamiento.

W Peso del bloque deslizante.

φ Ángulo de fricción de la base del bloque.

*T* Fuerza total del anclaje o grupo de anclajes. Cuando los anclajes son de tipo pasivo se debe considerar como cero el valor de la tensión en el denominador.

δ Ángulo de incidencia del anclaje con respecto a la normal del plano de deslizamiento.

Cs Coeficiente sísmico.

γw Densidad del agua.

Zw Altura del talud en la que existe presión de agua.

zw Altura de la grieta de tensión en la que existe presión de agua.

#### 4.6.2. Rotura en Cuña

Este tipo de rotura se presenta cuando el bloque que se desliza está limitado por dos o tres juntas. Ocurre en taludes que son cortados por dos planos de discontinuidades de tal manera que la línea de intersección aflora en el talud y buza en sentido desfavorable. Normalmente este tipo de rotura es limitado por cuatro caras, dos de planos de discontinuidades, dos de superficie de roca, y a veces incluye un plano correspondiente a la grieta de tracción. También la superficie de rotura puede estar formada por planos escalonados e incluso con puentes de roca matriz.

Para poder determinar el riesgo que tiene un talud de sufrir este tipo de falla es de vital importancia realizar una representación estereográfica del sitio que se está analizando, tema que se va a tratar más adelante en este mismo capítulo. El cálculo del factor de seguridad para el caso general se realiza utilizando la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{3}{\gamma_w H} (C_a X + C_b Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y\right) \tan \phi_b$$

Donde

*Ca* Cohesión en el plano formado por la familia *a*. *Cb* Cohesión en el plano formado por la familia *b*. *b*φ Ángulo de fricción del plano formado por la familia *b*. γ**r** Densidad de la roca. γw Densidad del agua. *H* Altura total del bloque.

X, Y, A, B: Dependen de la geometría y se calculan a partir de las siguientes ecuaciones:

$$X = \frac{Sen\theta_{\rm 24}}{Sen\theta_{\rm 45}Cos\,\theta_{\rm na}}$$

 $X = \frac{Sen\theta_{\scriptscriptstyle 13}}{Sen\theta_{\scriptscriptstyle 35}Cos\,\theta_{\scriptscriptstyle nb^{\ast}\!1}}$ 

$$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b * \cos \theta_{na^*nb}}{sen \psi_i * sen^2 \theta_{na^*nb}}$$

$$B = \frac{\cos\psi_b - \cos\psi_a * \cos\theta_{na^*nb}}{\sin\psi_i * \sin^2\theta_{na^*nb}}$$

Donde

Ψa Buzamiento del plano a.
Ψb Buzamiento del plano b.
Ψi Buzamiento de la intersección.

Y el resto de los valores se obtienen de manera gráfica a partir del análisis de admisibilidad cinemática.

### 4.6.3. Rotura por Volcamiento

Para que se produzca el fenómeno de vuelco en un talud, también conocido a menudo con la denominación inglesa "toppling", es necesario que exista una familia de discontinuidades que siendo paralelas tengan casi el mismo rumbo que el talud, con buzamiento alto y orientación hacia el interior de este.

El vuelco produce la rotación de los bloques en torno de una base fija bajo la acción gravitatoria o presión de agua en las discontinuidades. Las roturas por volcamiento pueden manifestarse a cualquier escala y en casi todo tipo de roca, incluso pueden ser profundas y grandes. Pueden incluir también roca bastante sana, ocurren tanto en taludes naturales como en taludes excavados, en desmontes en obras civiles o cortas mineras.

Figura 21: Rotura por Vuelco (Goodman & Bray. 1976).



Fuente: Tesis Doctoral, Svetlana Melentijevic

El primer paso en el análisis de vuelco es realizar la toma o cálculo de las dimensiones del talud y de cada bloque, considerando el sistema regular de bloques, en donde estos son rectangulares con ancho  $\Delta x$  y altura yn. El buzamiento de la base de los bloques es  $\Psi p$  y el buzamiento de la familia de planos ortogonales que forman las caras de los bloques está dado por la ecuación  $\Psi d = 90 - \Psi p$ , la altura del talud es H y la inclinación de la cara del talud es  $\Psi f$ , mientras la inclinación de la cresta es  $\Psi s$ .

El ángulo de la base de los bloques no es un valor que se pueda determinar explícitamente, sin embargo, es necesario utilizar un valor adecuado porque este tiene un efecto significativo en el análisis, es así que examinando modelos numéricos Goodman & Bray muestran que este ángulo será bien estimado si se toma entre el siguiente rango.

 $\Psi_{b}\approx\left(\Psi_{p}+10^{\circ}\right)a\left(\Psi_{p}+30^{\circ}\right)$ 

Figura 22: Modelo de análisis de Equilibrio Limite para Volcamiento (Goodman & Bray).



Fuente: Rock Slope Enginner, Civil and Minig by Duncan C. Wylle.

Entonces tomando como base la geometría del talud que se muestra en la figura 24, el número de bloques que forman el sistema va a estar dado por la ecuación:

$$n = \frac{H}{\Delta x} \left[ cosec(\Psi_{\rm p}) + \left( \frac{\cot(\Psi_{\rm b}) - \cot(\Psi_{\rm f})}{\sin(\Psi_{\rm b} - \Psi_{\rm f})} \right) \sin(\Psi_{\rm f}) \right]$$

Los bloques se numeran desde el pie del talud hasta su cresta. En este modelo idealizado la altura yn de los n bloques está dada por:

$$y_n = n(a1 - b)$$
 Para bloques por debajo de la Corona  
 $y_n = y_{n-1} - a2 - b$  Para bloques por encima de la Corona

Las tres constantes a1, a2 y b que son definidas por los bloques y la geometría del talud se calculan con las siguientes ecuaciones.

$$a1 = \Delta x tan(\Psi_{\rm f} - \Psi_{\rm p})$$
$$a2 = \Delta x tan(\Psi_{\rm p} - \Psi_{\rm s})$$
$$b = \Delta x tan(\Psi_{\rm b} - \Psi_{\rm p})$$

En la figura 22, se pueden distinguir tres grupos de bloques según su comportamiento.

- Un grupo de bloques en la parte superior del talud, donde el ángulo de fricción es grande comparado con el buzamiento de este. φ > Ψ<sub>p</sub>, además la altura es limitada, para que se cumpla esta condición, debe darse que <sup>y</sup>/<sub>Δx</sub> < cot (Ψ<sub>p</sub>)
- Un grupo intermedio donde el centro de gravedad se sale de la base.

• Un grupo de bloques en el pie del talud que son empujados por los bloques volcados anteriores a ellos, los bloques pueden comportarse estables, por vuelco o deslizamiento.

Considerando entonces el equilibrio rotacional en los bloques, se encontró que la fuerza suficiente para prevenir el vuelco de un bloque está dada por:

$$P_{n-1,\nu} = \frac{\left[P_n(M_n - \Delta x tan \emptyset) + \left(\frac{W_n}{2}\right)(y_n sen\psi_p - \Delta x cos \Psi_p)\right]}{L_n}$$

Donde

$$\begin{split} &M_n = Y_n - a_2 \ y \ L_n = Y_n - a_1 & \text{para bloques en la coronación del talud.} \\ &M_n = Y_n \ y \ L_n = Y_n - a_1 & \text{para bloques por debajo de la coronación del talud.} \\ &M_n = Y_n - a_2 \ y \ L_n = Y_n & Y \text{ para bloques por encima de la coronación del talud.} \end{split}$$

- $\Delta_x$  Ancho del bloque.
- $\Psi_p$  Inclinación de la base de los bloques
- W<sub>n</sub> Peso del bloque *n*-1.
- $\phi$  Ángulo de fricción de la base del bloque.
- CS Coeficiente sísmico.
- g Aceleración de la gravedad.

#### $\gamma_w$ Densidad del agua.

De igual forma, la fuerza  $P_{n-1}$  que se opone al deslizamiento es:

$$P_{n-1,d} = P_n - \frac{W_n(Cos\Psi_p tan\phi - sen\Psi_p)}{(1 - tan^2\phi)}$$

Además, se puede encontrar las fuerzas normales (Rn) y cortante (Sn) que afectan los bloques con las siguientes ecuaciones:

$$R_{n} = W_{n} cos \Psi_{p} + (P_{n} - P_{n-1}) tan\phi$$
$$S_{n} = W_{n} sen \Psi_{p} + (P_{n} - P_{n-1})$$

## 4.7. ANÁLISIS DE PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA<sup>10</sup>

La proyección estereográfica es una herramienta de la mecánica de las rocas muy usada en cristalografía y geología estructural que permite establecer la relación angular existente entre las caras de los cristales o entre las estructuras geológicas. Este tipo de proyección es de vital importancia en el estudio de obras de geotecnia como túneles y taludes, ya que proporciona información que permite tomar decisiones que faciliten la construcción de las estructuras o también estableciendo las mejores opciones de diseño.

En el caso del análisis de un talud en roca, es necesario determinar los posibles mecanismos de falla mediante un sistema de representación estereográfico, donde se definan las familias de discontinuidades que se puedan presentar en la estructura del macizo rocoso. Para poder realizar esta representación es preciso conocer,

<sup>&</sup>lt;sup>10</sup> Franz, Juergen. 2009. An investigation of Combined Failure Mechanisms in Large Scale Open Pit Slopes. Doctoral Thesis. School of Mining Engineering. The University of New South Wales. Sydney, Australia.

Hoek, E. Karzulovic, A. 2000. Rock Mass Properties for Surface Mining. Publicado en "Slope Stability for Surface Mining".

inicialmente, una serie de términos geométricos, que permitan definir de cada elemento, estos términos nos determinan su orientación.

La orientación se define como la posición de un plano o línea en el espacio, referenciado mediante coordenadas geográficas y su relación con el plano horizontal de comparación. La orientación de un elemento queda definida mediante el rumbo y la inclinación:

• *Inclinación o Buzamiento*: Ángulo vertical comprendido entre la horizontal y el plano o línea considerado.

• *Rumbo o Dirección*: Horizontal comprendido entre una línea y una dirección preestablecida que para el caso de la geología estructural es el norte magnético.



Figura 23: Elementos que definen una recta y un plano en Geología.

Fuente: Aplicaciones de la Proy. Estereográfica en ingeniería geológica - Roberto Tomas Jover.

Una de las limitaciones más importante de la proyección estereográfica es que sólo considera relaciones angulares entre las líneas y los planos, y que además no representa la dimensión de las fallas.
La proyección estereográfica consiste en una esfera de referencia, en la cual el plano ecuatorial es horizontal para el que las líneas y planos con un buzamiento y dirección específica son posicionados en un sentido imaginario con respecto a los ejes que pasan de manera ortogonal por el centro de la esfera, así por ejemplo un plano será representado por una línea recta, mientras que una línea será representada por un punto.





Fuente: Diseño de Taludes en Roca para la Contrapesa del P.H. Pirris, Juan Carlos Rodríguez.

Para representar las condiciones de la geología estructural propias del sitio que se va a analizar se utiliza un plano polar como el que se muestra en la figura 24, este plano polar se divide en 360 grados que representan la dirección de la discontinuidad tal y como se hace con la brújula, y noventa círculos concéntricos que representan el buzamiento de la discontinuidad que se quiere graficar. De este modo cada discontinuidad observada en campo se representa mediante el trazo de un punto en el plano polar, en donde la dirección del buzamiento se mide a partir de la coordenada norte y el buzamiento de la discontinuidad se representa de acuerdo con la distancia radial existente entre el círculo concéntrico que represente el ángulo del buzamiento de la discontinuidad.

#### Figura 25: Plano Polar.



Fuente: Diseño de Taludes en Roca para la Contrapesa del P.H. Pirris, Juan Carlos Rodríguez

Para determinar la dirección de las familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso, se debe trazar los puntos correspondientes a cada una de las diaclasas y partir de un análisis estadístico establecer las zonas que muestran una alta concentración de puntos en el plano polar lo que representa una familia de diaclasas.

Normalmente este análisis estadístico se realiza por medio de programas de computación que simplifican el análisis creando la representación de las familias de diaclasas por medio de diagramas de polos, de círculos máximos o bien de densidad de polos, representados en las figuras 26 y 27.

Figura 26: a) Diagrama de círculos máximos (beta) y b) Diagrama de Polos (pi).



Fuente: Aplicaciones de la Proy. Estereográfica en ingeniería geológica, Roberto Tomás Jover

Figura 27: a) Diagrama de densidad de Polos.



Fuente: Aplicaciones de la Proy. Estereográfica en ingeniería geológica, Roberto Tomás Jover

La figura 27 muestra la concentración o familias de discontinuidades que más se presentan en el sector en estudio, de tal forma que éstas me permiten por medio de un análisis de admisibilidad cinemática determinar los tipos de fallas que pueden presentarse con más probabilidad.

## 4.7.1. Análisis de Admisibilidad Cinemática

Esta metodología permite encontrar los tipos de fallas que tengan mayor probabilidad de afectar los taludes de la zona que se analiza. Este análisis utiliza los datos de la dirección y buzamiento de cada una de las familias de diaclasas que indica la proyección estereográfica, de manera tal que se pueda definir y relacionar si para un talud determinado existe la probabilidad de que ocurra algún tipo de falla mencionados anteriormente como fallas por volcamiento, planas o por cuñas.

La figura 28 muestra los tipos de falla que se pueden presentar a partir de los resultados de contorno obtenidos de la proyección estereográfica.

Para realizar el análisis de estabilidad cinemática existen diferentes formas, una de ellas consiste en hacer una evaluación de comparación de las propiedades del macizo rocoso y el talud que se va a estudiar, para posteriormente arrojar los resultados del tipo de falla que puede llegar a presentarse.

A continuación, se muestran las condiciones que se deben presentar entre el talud y las familias de discontinuidades que se tienen en cuenta en el análisis de admisibilidad cinemático para cada uno de los tipos de fallas que puedan afectar el macizo rocoso.



Figura 28: Tipos de Fallas posibles en macizos rocosos.

Fuente: Aplicaciones de la Proy. Estereográfica en ingeniería geológica, Roberto Tomás Jover

Para realizar el análisis de estabilidad cinemática existen diferentes formas, una de ellas consiste en hacer una evaluación de comparación de las propiedades del macizo rocoso y el talud que se va a estudiar, para posteriormente arrojar los resultados del tipo de falla que puede llegar a presentarse.

A continuación, se muestran las condiciones que se deben presentar entre el talud y las familias de discontinuidades que se tienen en cuenta en el análisis de

admisibilidad cinemática para cada uno de los tipos de fallas que puedan afectar el macizo rocoso.

## 4.7.1.1. Falla Planar

Principalmente existen cuatro condiciones para que se pueda presentar una falla plana en un talud y son: • La dirección de buzamiento de la discontinuidad deberá ser similar a la dirección de buzamiento del talud (entre unos 20º aproximadamente), es decir que el rumbo de la discontinuidad estará dentro de los 20º más próximos al rumbo del talud.

• El buzamiento de la discontinuidad deberá ser menor que el del talud y el plano de falla deberá cortar la cara libre del talud.

• El buzamiento de la discontinuidad deberá ser mayor que el ángulo de fricción de la superficie de contacto entre sus caras.

• La extensión lateral de la masa en falla potencial deberá estar definida por discontinuidades que no contribuyan en forma significativa a la estabilidad de la masa.

## 4.7.1.2. Falla en Cuña

En una falla por Cuña deberán presentarse las siguientes condiciones:

• Trayectoria de la línea de intersección próxima a la dirección de buzamiento de la cara del talud.

• Inclinación de la línea de intersección menor que el buzamiento del talud.

 Inclinación de la línea de intersección mayor que el ángulo de fricción de las superficies. Si el ángulo de fricción de los dos planos es marcadamente diferente, se debe utilizar un valor promedio.

#### 4.7.1.3. Falla por Volcamiento

Las condiciones necesarias para que se produzca la falla por volcamiento se resumen así:

 Rumbo de las losas aproximadamente paralelo al talud con diferencias entre 15º y 30º.

• Buzamiento de las losas o capas paralelo o mayor que el de la cara del talud.

80

Para que se presente deslizamiento entre capas, la normal al plano de volcamiento debe tener una inclinación menor que la diferencia existente entre el buzamiento de la cara del talud y el ángulo de fricción de la superficie, es decir:

$$(90^{\circ} - \psi_p) \le (\psi_f - \phi_p)$$

Donde:

fψ Buzamiento de la cara del talud. pψ Buzamiento de los planos geológicos. pφ Ángulo de fricción.

En la figura 29, se puede apreciar un ejemplo gráfico de lo que es el análisis de admisibilidad cinemática, en donde se muestra la envolvente de afloramiento y la envolvente de Volcamiento.





Fuente: Aplicaciones de la Proy. Estereográfica en ingeniería geológica, Roberto Tomás Jover

La envolvente de afloramiento determinará si existe falla plana o por cuña, si dentro de esa zona cae el polo de alguna familia la falla será plana, mientras que si cae la intersección entre dos familias la falla será por cuña. La envolvente de

Volcamiento como su nombre lo indica determinará si existe o no una falla por vuelco si en esta zona cae alguna familia.

## 4.8. DISEÑO DE TALUDES<sup>11</sup>

## 4.8.1. Modelo de Gestión de Taludes

Con el objeto de obtener resultados óptimos en el manejo de taludes en operaciones mineras, obras civiles o riesgos geodinámicos; se recomienda la aplicación del modelo de Gestión de Taludes. El cual constituye un procedimiento organizado para el control económico y seguro de taludes que permitan mejorar la rentabilidad económica de una operación minera superficial; la vida útil de una obra civil o minimizar el riesgo geodinámico de un deslizamiento de suelos o rocas.

El modelo de Gestión de Taludes empieza con la identificación y definición del problema geotécnico de taludes y continúa con la recolección y determinación de datos geotécnicos, identificación de la respuesta geotecnia del terreno, análisis y diseño de taludes, diseño y ejecución de obra, programa de monitoreo, evaluación técnico económica y del riesgo medioambiental, y finalmente la optimización del rediseño, modificación, mejoramiento de la estabilidad o mitigación del impacto ambiental de taludes.

<sup>&</sup>lt;sup>11</sup> Hormazábal, E., Rovira, F., Walker, M., C.Carranza-Torres. 2009. Analysis and design of slopes for Rajo Sur, an open pit mine next to the subsidence crater of El Teniente mine in Chile.

Este modelo de Gestión de Taludes se convierte en un procedimiento iterativo o sea que se genera en forma simultánea bajo un programa de computadora y funciona como un sistema retroalimentado para lograr óptimos resultados.

## 4.8.1.1. Identificación y definición del problema de taludes

Esta etapa del modelo de Gestión de Taludes incluye la identificación y definición del problema geotécnico. La identificación proporcionará la naturaleza y ubicación del problema; mientras que la definición del problema estará basada en una interpretación del levantamiento y recolección de datos geotécnicos preliminares.

Para el caso de un proyecto nuevo de minería a tajo abierto; el problema será el diseño del ángulo de talud final óptimo. El cual permitirá la recuperación de la mayor cantidad de mineral posible, con el menor radio de desbroce, con el objeto de maximizar ganancias, manteniendo condiciones de seguridad en las operaciones.

En el caso de una mina superficial en operación, el problema puede involucrar inestabilidades en un banco o toda la pared del talud del tajo; o la necesidad de ángulos de talud más parados para mejorar la recuperación económica de la operación.

El problema en una presa de tierra de agua o relaves podría involucrar la estabilidad de taludes alrededor del vaso del reservorio; el cual puede requerir sostenimiento artificial o una consolidación con cables de anclaje, etc.

Para el caso de cortes en carreteras pueden presentarse riesgos geodinámicos de deslizamiento de tierras en taludes inestables; lo que requiere un análisis de estabilidad y su diseño para una vida óptima bastante prolongada.

En la explotación superficial, las zonas adquieren características bien definidas de deslizamiento generalizado, evidenciado por numerosas fracturas tensionales. Es de suma importancia desarrollar e implementar un programa de monitoreo para el

83

**control de estabilidad de los taludes** capaz de ir midiendo las condiciones geomecánicas y asimilando desplazamientos pequeños, esto hace posible anticipar una inminente falla con suficiente precisión.

## 4.8.1.2. Variedades de taludes<sup>12</sup>

Los taludes constituyen la inclinación que va a tener las paredes del "Pit", ya sea durante su explotación o al finalizar ésta.

Las distintas clases de taludes podemos definir:

• Talud de Banco Es el ángulo que adquieren un banco al trazar una línea entre su cresta y el pie generalmente está comprendida entre los 60° a 90°, está determinado por las características físicas de la roca que lo forman y por las condiciones de operación, generalmente presentan pequeños deslizamientos locales de rocas que afectan a un solo banco y no tiene mayor influencia en las operaciones de minado.

• Talud de Operación: También llamado talud de trabajo está determinado por la inclinación que toma el talud durante los primeros años de minado y antes de llegar a su límite final de minado, está relacionado con los factores alto y ancho del banco y está directamente ligado a las condiciones de operación y tipo de maquinaria de excavación a utilizar.

• Talud final del tajo: Señala la geometría y el diseño final de la excavación total a realizarse, está sujeta a variaciones determinadas especialmente por las condiciones físicas de estabilidad de taludes y seguridad, conjuntamente con las variaciones en los precios de los metales en el mercado internacional.

• **Talud Interrampa:** Es el ángulo formado por los bancos con la rampa principal de acceso al tajo o rampa de producción tal como se muestra en la Figura N.º 30.

<sup>&</sup>lt;sup>12</sup> Storey, Andrew. 2010. Design Optimization of Safety Benches for Surface Quarries through Rockfall Testing and Evaluation. M.Sc. Thesis. Virginia Polytechnic Institute and State University. Blacksburg. Virginia. EE.UU.



Figura 30: Definición de ángulos de banco Interrampa y general.

Fuente: Tesis Análisis y Diseño de Taludes Mediante Métodos Computacionales - DANTE ULISES MORALES CABRERA

#### 4.8.2. Análisis y diseño de taludes

El resultado de la recolección de datos geotécnicos y caracterización del macizo rocoso; se constituye en los datos de ingreso para esta etapa del modelo de gestión de taludes.

La geología estructural, litología y otros aspectos geológicos relacionados al mecanismo de falla, las propiedades físico - mecánicas de la roca o suelo y la influencia del agua subterránea son datos esenciales de entrada, para un adecuado y eficiente diseño de taludes.

Generalmente dependiendo de la magnitud del problema de taludes; se construyen sectores o dominios lito-estructurales del talud para un análisis y diseño óptimo,

dentro de cada sector, la resistencia de la roca, las estructuras geológicas y otros factores son más o menos uniformes.

El análisis y diseño de taludes depende de la geometría del talud y la relación entre la carga que tiende a producir la inestabilidad y la resistencia de la roca o suelo en contra de la falla.

El objetivo es encontrar una configuración óptima que ofrezca seguridad y rendimiento económico del talud; así como mínimo riesgo de impacto ambiental.

**El diseño dependerá en gran medida de la calidad de datos de entrada.** Es importante tener claro que análisis no es igual a diseño. *El análisis* proporcionará resultados numéricos, conclusiones y recomendaciones para guiar el diseño. Mientras que el **diseño** está basado en el análisis preciso, juicio de ingeniería y consiste de criterios de diseño, dimensiones, geometría y detalles del talud diseñado.

MÉTODOS PARA EL ANÁLISIS Y DISEÑO DE TALUDES							
Método	Equilibrio Límite	Modelos Numéricos	Probabilísticos				
Datos de	Geometría,	Geometría,	Geometría,				
Entrada	modo de	esfuerzos de	condiciones de				
	falla,	campo,	carga, presencia de				
	cohesión,	propiedades	agua; funciones de				
	fricción,	físicas, mecánicas	probabilidad de				
	presencia de	y elásticas de	propiedades de				
	agua,	terreno, presión de	terreno, sismicidad.				
	condiciones	agua, ley					
	de carga	constitutiva del					
	sismicidad	terreno.					
Resultados	Factor de	Esfuerzo de	Probabilidad de				
	seguridad	campo,	falla.				
		desplazamiento y					
		velocidad del					
		deslizamiento					
Limitaciones	No considera	Requiere definición	Requiere apropiada				
	la	clara de ley de	distribución de				
	deformación	comportamiento de	probabilidad de los				
	de terreno	terreno	datos de entrada.				

Tabla No. 1: Métodos Análisis de Taludes

#### Fuente: Tesis Análisis y Diseño de Taludes Mediante Métodos Computacionales - DANTE ULISES MORALES CABRERA

Los métodos de análisis para el diseño de taludes pueden dividirse en tres principales técnicas: analíticas, numéricas y probabilísticas. Todas ellas computarizadas para acelerar los cálculos y la validación de resultados *(Ver Tabla N.º 1)* dentro de *las técnicas, del concepto de equilibrio límite es el más utilizado.* 

Se utiliza para el caso de taludes en suelos o rocas; considerando mecanismos de falla plana, biplanar, circular y cuñas.

Las técnicas de métodos numéricos aplicados en evaluación de taludes, pueden dividirse en tres categorías: Métodos diferenciales, integrales y los híbridos. Dentro de los métodos diferenciales, tenemos las discontinuidades. Dentro de los métodos integrales, el de elementos de bordes es el más usado, junto a los híbridos que utilizan formulaciones diferenciales e integrados.

## 4.8.2.1. Sectorización de diseño

Para el diseño se necesita saber qué zonas tienen dominios o sectores de condiciones geológicas y propiedades físico mecánicas uniformes.

## 4.8.2.2. Sistema de discontinuidades de diseño

A partir de la información recogida durante el mapeo geotécnico, se han determinado para el dominio estructural los sistemas o conjuntos de discontinuidades más representativos. Para ello los datos fueron procesados con ayuda de los programas **DIPS**, como análisis estereográficos.

## 4.8.3. Métodos de Manejo y estabilidad de Taludes

El objetivo principal de un estudio de estabilidad de taludes o laderas, es diseñar medidas de prevención, control, remediación y/o estabilización para reducir los niveles de amenaza y riesgo.

Se han desarrollado gran cantidad de técnicas probadas para el manejo de los taludes inestables o los deslizamientos. Generalmente, los beneficios más significativos desde el punto de vista de reducción de amenazas y riesgos, se obtienen con las medidas de prevención.

Schuster y Kockelman (1996) proponen una serie de principios y metodologías para la reducción de amenazas de deslizamiento, utilizando sistemas de prevención, los cuales requieren de políticas del Estado, la colaboración y toma de conciencia por parte de las comunidades.

Sin embargo, no es posible la eliminación total de los problemas mediante métodos preventivos en todos los casos y se requiere establecer medidas de control o de remediación de los taludes susceptibles a deslizamiento o en los deslizamientos activos.

La estabilización de los deslizamientos en actividad o potencialmente inestables, es un trabajo relativamente complejo que requiere de metodologías especializadas de diseño y construcción. Cada sistema tiene su base teórica y sus procedimientos constructivos. En el presente trabajo se indican algunos de los sistemas de remediación que se han utilizado en el mundo.

La solución de cada problema requiere un análisis conceptual y determinístico de las causas y mecanismos del problema y un diseño detallado de la remediación. Uno de los factores más importantes que define la alternativa de manejo, es la disponibilidad de recursos. Algunos proyectos disponen de grandes presupuestos, lo cual permite la

88

construcción de obras de gran magnitud; sin embargo, es muy común que los recursos económicos sean limitados y se requiera utilizar tecnologías de bajo costo.

## 4.8.3.1 Escogencia del Factor de Seguridad<sup>13</sup>

La remediación de un deslizamiento o de un talud inestable, generalmente no es una estabilización total y definitiva, sino relativa y en ciertas condiciones, provisional. Ante esta realidad, es importante determinar hasta donde se debe llegar en el proceso de remediación. Cornforth (2005) explica que los factores de seguridad razonables y la magnitud de la estabilización deben determinarse teniendo en cuenta los siguientes factores:

• *El tamaño del deslizamiento.* Teniendo en cuenta que es mucho más difícil modelar en forma precisa un deslizamiento pequeño que uno de gran magnitud, el factor de seguridad para remediación de un deslizamiento pequeño, debe ser superior al de un deslizamiento de gran tamaño. Igualmente, el costo para subir el factor de seguridad en un deslizamiento grande, puede ser muy alto, lo cual, en ocasiones, conduce a conclusiones incorrectas acerca de que los deslizamientos grandes no se pueden estabilizar. Lo que ocurre es que, en un deslizamiento grande, es más difícil subir el factor de seguridad y cualquier aumento en el factor de seguridad tiene un efecto importante en la estabilidad.

 El tipo de movimiento. En los movimientos masivos de masas rígidas, las técnicas de estabilización son más efectivas que en los movimientos blandos tipo flujo de lodos, etc. En los movimientos de suelos rígidos se pueden consideran factores de seguridad menores que en movimientos de flujo.

 La magnitud de los estudios realizados. Si la información recolectada en los estudios es muy completa y confiable, se pueden permitir factores de seguridad menores que en los casos en los cuales la información es escasa y la incertidumbre es mayor.

<sup>&</sup>lt;sup>13</sup> Weseloo, Johan., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 9.

Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.

 El potencial de consecuencias. En los casos en los cuales las consecuencias del deslizamiento involucran un riesgo grande de vidas humanas o propiedades, se requieren factores de seguridad mayores, por ejemplo, si está involucrado un hospital o una escuela, los factores de seguridad deben ser mayores que en el caso de un campo deportivo.

 La experiencia del profesional con los suelos del sitio. Cuando se tiene experiencia previa confiable del comportamiento real de los suelos, se pueden permitir factores de seguridad menores que cuando se desconoce el comportamiento real de los materiales.

 Posibilidad de ocurrencia de eventos extremos. Si en el análisis no se tuvieron en cuenta los eventos extremos, se deben incluir factores de seguridad mayores ante la ocurrencia de estos fenómenos.

Como se explicó en los párrafos anteriores, la escogencia del factor de seguridad debe ser el resultado del buen juicio del ingeniero, quien debe tomar una decisión, con base en el análisis de la totalidad de los factores involucrados (Figura 1.3). Para cierto tipo de obras, los códigos pueden especificar un valor mínimo exigido para el factor de seguridad. Por ejemplo, para las estructuras de contención, la AASHTO (2001) exige los siguientes factores de seguridad de estabilidad de taludes:

 $FS \ge 1.3$  para cargas estáticas

FS ≥ 1.1 para carga sísmica con Kh de 0.5 A

En algunas ciudades, los códigos geotécnicos especifican factores de seguridad mínimos, los cuales se deben cumplir por ley. Estos factores, generalmente, varían desde 1.15 a 1.5 y es común especificar factores de seguridad de 1.3 para las cargas estáticas.

A continuación, se presenta la tabla 2 que puede servir como base general para la toma de decisiones sobre factores de seguridad. Con frecuencia, al aumentar el factor

de seguridad también aumentan los costos requeridos para la construcción del talud. En ocasiones, la construcción de taludes estables podría resultar no sólo costosa sino poco práctica y se deben asumir los riesgos inherentes a la construcción de un talud relativamente inestable.

Caso	Factor de Seguridad para Cargas Estáticas	Factor de Seguridad para Cargas Dinámicas Kh = 0.5 A
Pérdida de vidas humanas al fallar el talud.	1.5	1.2
Pérdida de más del 30% de la inversión de la obra específica o pérdidas consideradas importantes.	1.3	1.15
Pérdidas económicas no muy importantes.	1.2	1.1
La falla del talud no causa daños.	1.1	1.0

Tabla No. 2:Criterios generales para seleccionar un factor de seguridad para el diseño de taludes.

Fuente: Deslizamientos V2 - Ing. Jaime Suarez Diaz.

# 5. CONFIGURACIÓN GEOLÓGICA DE LA MINA "CAYPA"

## 5.1. Geología de la Mina "CAYPA"<sup>14</sup>

Caypa corresponde a una mina de yacimientos de carbón, con explotación a cielo abierto y depósitos de rocas más antiguas de edad Triásico-Jurásica, corresponden a la Formación Girón, expuesta en el borde Sur-Oriental, donde también ocurren rocas sedimentarias del Cretácico representada por la Formación Cogollo. También ocurren, en el Cerro Cerrejón, afloramientos de rocas volcánicas producto de un evento volcánico post-Cretácico, cuyo material erosivo hace parte de los sedimentos inconsolidados que conforman el cauce y el aluvión del Arroyo Cerrejón.

Las rocas Terciarias están representadas por la Formación Cerrejón que constituye el centro del valle de las cuencas de los Ríos Cesar - Ranchería y además por la Formación Tabaco que aflora en el costado Oriental del valle recostado sobre las estribaciones del Cerro Cerrejón, conformando una cinta delgada en contacto paralelo con la Formación Palmito. La Formación Cerrejón se encuentra cubierta indistintamente por los aluviones Cuaternarios de los arroyos Cerrejón y Palotal, los cuales a su vez aparecen en contacto con el aluvión del Río Ranchería.

Específicamente la mina Caypa, se encuentra ubicada sobre rocas pertenecientes a la Formación Cerrejón. La secuencia litológica de la Formación Cerrejón presente en esta mina tiene un espesor aproximado de 680 m y consiste esencialmente de lito areniscas de color gris claro a oscuro, arcillolitas grises, shales grises a carbonosos y mantos de carbón explotables, que conforman secuencias granodecrecientes de carácter cíclico.

La mina está compuesta por tres tajos conocidos como Sector A, B y C. Actualmente se explotan 20 mantos con espesores entre 0.70 y 8.0 m., inclinados hacia el Sur y Sur-Oriente entre 30 y 45°, desarrollándose la minería a tajo abierto con operación de tres grandes palas con una capacidad de 15 m<sup>3</sup> cada una, cuatro retroexcavadoras y

<sup>&</sup>lt;sup>14</sup> Geominas, Ingenieros S.A. Estudios de Caracterización Geomecánica Macizo Rocoso – Mina Caypa, Barrancas Guajira. Medellín 2012.

una flota de 23 camiones de 90 toneladas cada uno. La explotación alcanza actualmente las 3000 a 4000 toneladas/día, para llegar a la meta de 1´000.000/año.

El carbón es bituminoso alto en volátiles tipo B, térmico de excelente calidad por su bajo contenido de azufre (0.6%) y cenizas (entre 4.5 y 6%), con un poder calorífico que varía de 11700 hasta 12500 BTU/Lb. Las reservas probadas se calculan en 8 millones de toneladas hasta los 150 m de profundidad y se han removido cerca de 67 millones de toneladas de material estéril.

En la mina Caypa los mantos de carbón se han denominado de acuerdo a una nomenclatura que le asigna un número múltiplo de cinco a los mantos que son considerados económicamente explotables y valores intermedios a los mantos cuyo espesor no los hace atractivos para este tipo de minería. El primer manto considerado como explotable es el denominado M-45, ubicado estratigráficamente en la parte más baja abarcada por la zona de concesión, que aflora en la parte Norte de la mina. Ascendiendo en la sección estratigráfica se han considerado 25 mantos explotables, siendo el M-165 el último manto cubierto en el área minera, ubicado a lo largo de la zona Sur del proyecto.

### 5.1.1. Geología Regional

En la región se han realizado algunos levantamientos geológicos por parte de las empresas encargadas de la explotación y comercialización del carbón de la zona, tales como Carbones del Cerrejón, Intercor, CoalCorp, entre otras, también se han realizado levantamientos por parte de Ecopetrol & Exxon Mobil. Por parte del gobierno se han realizado estudios hacia la Serranía del Perijá y la Sierra Nevada de Santa Marta (Ward, 1973; Wokittel, 1957; Tschanz, 1969; encaminados a comprender el proceso de formación y el posterior levantamiento éstos.

Regionalmente toda el área pertenece a la Cuenca del Cesar – Ranchería, en cuyas rocas, se tienen registros estratigraficos que van desde el Traisco hasta el presente.

Esta región es geológicamente muy heterogénea presentándose desde rocas sedimentarias marinas y continentales (con o sin metamorfismo), hasta rocas ígneas intrusivas, extrusivas y piroclásticas de distintas edades, afectadas en mayor o menor escala por movimientos tectónicos.

Para efectos del presente trabajo, se presenta en detalle lo correspondiente a la formación Cerrejón, como zona de influencia de la mina "Caypa".

## • Formación Cerrejón (Tc)

**Litología:** Su composición litológica consiste esencialmente de litoarenitas grises claras a oscuras, arcillolitas, limolitas grises y shales grises a negros con abundantes mantos de carbón (Morón et al., 2007., reportado en Cerrejón, 2008).

**Posición Estratigráfica:** La Formación Cerrejón, suprayace concordantemente a la Formación Manantial, siendo el contacto de tipo transicional a través de una calcoarenita. El contacto superior con la Formación Tabaco, es discordante (Hidrogeocol, 2009) o Formación Palmito (Ramos., 1990., reportado en Cerrejón, 2008).

Espesor: Aproximadamente 1000 m (Cerrejón, 2008).

**Edad:** Utilizando palinología, la edad de esta formación es Paleoceno Tardío. (Bayona et al. 2004., citado en Cerrejón, 2008)

Ambiente de Depósito: Depositadas en un ambiente deltaico, subacuático, donde los sedimentos continentales y marinos se entrelazan en un número de cuencas o lagunas, comunicadas entre sí, con el nivel de sus aguas gobernado por las oscilaciones del nivel del mar (Higrogeocol, 2007., reportado en Cerrejón, 2008).

## • Formación Tabaco (Tt)

94

**Litología:** constituida por un conjunto de areniscas cuarzosas muy friables, amarillas y rojizas, de grano grueso a conglomerático, con estratificación cruzada, que alternan con niveles de conglomerados y delgadas intercalaciones arcillosas (Bayona et al., 2007., reportado en Cerrejón).

**Posición Estratigráfica:** Suprayace discordantemente la Formación Cerrejón (Hidrogeocol, 2009), su contacto superior es conforme y está marcado por un nivel de caliza, muy porosa y friable (Saavedra, 2008., reportado en Cerrejón).

Espesor: Espesor máximo de 75 m (Bayona, et al., 2004., reportado en Cerrejón).

**Edad:** Utilizando asociaciones de palinomorfos, la edad de la formación es Paleoceno medio a tardío. (Jaramillo et al. 2007., reportado en Cerrejón).

**Ambiente de Deposito:** Depositado en un ambiente fluvial de corrientes anastomosadas (Hidrogeocol, 2007., reportado en Cerrejón).

## • Formación Palmito (Tp)

**Litología:** compuesta por intercalaciones de arcillolitas y areniscas de grano medio a fino, con matriz lodosa calcárea. Hacia la base de la unidad, y en contacto con la Formación Tabaco, se encuentra un nivel de caliza, muy porosa y friable (Saavedra, 2008., reportado en Cerrejón).

**Posición Estratigráfica:** Su contacto inferior es concordante con la Formación Tabaco y está marcado por la aparición de un nivel de caliza arenosa, porosa, color habano con contactos ondulosos (Saavedra, 2008., reportado en Cerrejón). En algunos sectores descasa discordantemente sobre la Formación Cerrejón (Ramos, 1990., reportado en Cerrejón).

Espesor: 300m de espesor (Ramos, 1990., reportado en Cerrejón).

95

**Edad:** Considerada de edad Eocena por su posición estratigráfica (Bayona et al., 2004., reportado en Cerrejón).

**Ambiente de depósito:** Bayona et al. 2004., (reportado en Cerrejón, 2008), a partir de información de corazones, interpreta ambientes de llanura costera cortados por estructuras de canales fluviales.

## • Depósitos aluviales de Arroyo Bruno (Qalbr)

Aflora en la zona de estudio, está conformado por gravas con tamaños entre 2 cm. y 30 cm., moderadamente calibrado, esférica-subredondeada y compuesta principalmente por calizas de color gris o pardo, el porcentaje de matriz es en promedio del 50%. En general se observa un aumento en el grosor de las gravas en dirección Norte, con espesores de hasta 4 m, hacia las zonas más próximas del Arroyo Bruno (Hidrogeocol, 2009., reportado en Cerrejón).

## • Depósitos Aluviales del Arroyo Tabaco (Qalt)

Está compuesto por clastos, cantos, bloques y grava fina a gruesa, embebidos en un matriz limo arenosa (entre 30% y 60%). Los clastos están compuestos por caliza (40%), sedimentos rojos, limolitas y lutitas (35%), areniscas (10%) de grano fino y calcita (10%), Esporádicamente presentan cuarzo (5%) y matriz arenoarcillosa muy calcárea (que puede variar entre 5% al 30%). Tiene espesores hasta de 25 m (Hidrogeocol, 2009., reportado en Cerrejón).



Figura 31: Columna estratigráfica generalizada de la Cuenca Cesar-Ranchería.

Fuente: Tomado y Modificado de Barbero et al., 2007., en Cerrejón 2008.

### 5.1.2. Tectónica

La cuenca de Cesar – Ranchería, es una cuenca asimétrica cuyo mayor espesor se encuentra hacia el sureste y su geometría está definida por la conjunción de tres placas tectónicas (Nazca, Caribe y Suramérica) (Ujueta&Llinas, 1990). Como resultado de la interacción de estas tres placas, se desarrollaron sistemas de fallas como el de Santa Marta - Bucaramanga y Oca, el levantamiento de la Serranía del Perijá y la Sierra Nevada de Santa Marta (Hernández, 2003). Cáceres y otros (1992), establecieron dos series de esfuerzos compresivos, el primero con rumbo N40°W±5° y el segundo con sentido N75°W±10°. Además, Hernández (2003), establece un acortamiento de la Cordillera Oriental a través de desplazamiento en las fallas Perijá (46km) y Boconó (50km).

Dentro de los modelos estructurales que se tienen para la zona, el propuesto por Kellog & Bonini (1982), realizado a partir de estudios geofísicos, muestra la conformación estructural detallada del corte NW-SE, desde la Sierra Nevada de Santa Marta hasta la Falla Boconó en los Andes de Mérida (ver Figura 50). Este modelo propone una serie de fallas de cabalgamiento convergencia hacia el NW.

Además de esto muestran a partir de datos gravimétricos, la existencia de rocas terciarias por debajo de rocas precretácicas en el flanco noroccidental de la Serranía del Perijá, indicando así la existencia de una zona de falla con una inclinación que varía de 5º a 25º, con movimiento inverso en el piedemonte de la Serranía.



Figura 32: Marco Tectónico del Norte de Colombia, con la dirección de los esfuerzos principales que afectan la Cuenca Cesar – Ranchería.

Fuente: Hernández, 2003., Tomado de Cerrejón

### 5.1.3. Geología Local

La Formación Cerrejón de edad Terciaria (Paleoceno) está representada por una secuencia de 900 m a 1.100 m de espesor compuesta predominantemente por lodolitas y arcillolitas y en menor proporción, areniscas cuarzo feldespáticas, delgadas capas de calizas y numerosos mantos de carbón distribuidos de forma regular a lo largo de toda la secuencia estratigráfica.

El área de la Concesión de la mina "Caypa" se encuentra ubicada sobre rocas pertenecientes a la Formación Cerrejón. La secuencia litológica de la Formación cerrejón presente en la mina Caypa tiene un espesor aproximado de 680 m y consiste esencialmente de lito areniscas de color gris claro a oscuro, arcillolitas grises, shales grises a carbonosos y mantos de carbón explotables, que conforman secuencias granodecrecientes de carácter cíclico. Individualmente se pueden describir las siguientes rocas que forman estratos de espesor variables y en ocasiones tienen contactos gradacionales.

#### 5.1.4. Litología

A continuación, se describen las rocas identificadas durante la realización de diversos estudios de caracterización en la mina, a nivel de perforaciones y pozos:

**Carbones:** Son rocas semibrillantes con bandas mate alternadas, partición cubica aplanar, densidad media, medianamente untuosas, con presencia de pirita diseminada y algunas veces cubriendo las particiones.

Lutitas: Son rocas de color gris oscuro a negro, fisiles, con alto contenido de materia orgánica, laminación horizontal a masiva, en ocasiones con restos carbonosos y/o

nódulos de siderita, cuando se alteran comúnmente se tornan ripiosas. En general forman los techos y pisos de los mantos de carbón.

**Lodolitas:** Son rocas de color gris oscuro a medio con laminación lenticular, ondulosa o planar en capas muy delgadas que gradan a lodolitas arenosas de color gris medio, comúnmente muy bioturbada y en ocasiones con nódulos de siderita.

**Areniscas finas:** Son rocas de color claro y grano fino a medio, con laminación ondulosa y/o horizontal marcada por delgadas laminas lodosas.

**Arenisca masiva:** Son rocas de color gris claro, de grano medio a grueso, masiva o con estratificación inclinada plana o en artesa o tenue laminación horizontal. Presenta intraclastos lodosos de color café.

**Arenisca media:** De color claro, grano medio, con laminación inclinada plana, flaser, rizaduras asimétricas y laminación heterolítica, bioturbada y con láminas carbonosas.

## 5.1.5. Geología Estructural

La zona del proyecto está localizada sobre el flanco Norte de un sinclinal cuyo eje tiene orientación con tendencia este-oeste. Este pliegue está afectado por la falla Cerrejón, ubicada al Sur del área de estudio, conformando el límite Sur-Oriental de la cuenca del río Ranchería; la falla es de carácter inverso; pone en contacto las rocas de la Formación Cogollo, con la Formación Cerrejón por medio de un plano de falla debajo ángulo (Cardozo & Gómez, 1980, en Molano, 2003).

Otro rasgo estructural importante es la falla Ranchería, ubicada al Norte del área de estudio. Posee rumbo Noreste-Suroeste con un plano de falla que buza 45º hacia Sureste, es decir es una falla inversa de alto ángulo y tiene un componente de rumbo sinextral (Ramos, 1990, en Molano 2003).

## 5.2. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso

Gran parte de la información utilizada para el modelamiento geotécnico se tomó de la lectura de los núcleos de perforación de campañas de pozos realizada en estudios de mediciones y caracterización existente en la mina Caypa.

De las campañas de perforación de pozos consiste en información de 9 pozos distribuidos estratigráficamente de la siguiente manera:

- Los pozos 2011-1, 2011-3 y 2011-4 incluyen la secuencia entre los mantos M40 a la base y M70 al techo.
- Los pozos 2011-5 y 2011-6 incluyen la secuencia entre los mantos M40 a la base y M65.
- El pozo 2011-2 incluye la secuencia entre los mantos M40 y M90.
- Los pozos 2011-7 y 2011-8 incluyen la secuencia entre los mantos M80 y M125.
- El pozo 2011-9 incluye la secuencia entre los mantos M120 y M156.

Se hizo la descripción geotécnica de los 9 pozos con longitudes entre 97 m y 320 m, alcanzando un total de 1.764 m. La Tabla 9 presenta la relación de los pozos descritos.

Hole ID	Collar			Longitud	Azimut y Dip	
	X	Y	Z	(m)	Azimut final	Dip final
2011-1	154.145,88	712.414,14	21,86	174,20	0	-90°
2011-2	154.078,65	712.285,46	20,25	244,70	0	-90°
2011-3	153.820,39	712.362,74	20,10	165,00	0	-90°
2011-4	153.965,69	712.404,50	21,28	160,70	0	-90°
2011-5	154.431,87	712.655,23	53,79	97,00	0	-90°
2011-6	154.517,73	712.689,75	55,37	138,90	0	-90°
2011-7	154.738,38	712.481,60	138,19	218,40	0	-90°
2011-8	154.908,27	712.255,64	160,21	245,40	0	-90°
2011-9	154 550.96	711.939,35	193,21	320,150	0	-90°

Tabla No. 3: Información Pozos Estudios.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Para efectos del presente estudio, se analizará la información y resultados obtenidos a partir de las perforaciones 2011-7 y 2011-8, correspondientes al muro lateral oriental de la mina Caypa, área específica de inestabilidad y afectación al corredor vial perimetral.



### Figura 33: Vista en Planta Mina "Caypa" – Ubicación Perforaciones.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

## 5.2.1. Parámetros de Medición – Logueo<sup>15</sup>

La metodología registrada en los diversos estudios que reposan en las instalaciones de la mina, para describir las características geotécnicas de los pozos o perforaciones están basados en prácticas estándares internacionales y está estructurado para proveer los datos necesarios para proceder a clasificación del macizo rocoso dentro de los esquemas comunes de clasificación geotécnica.

Los siguientes fueron los parámetros básicos registrados:

<sup>&</sup>lt;sup>15</sup> Geminas, Ingenieros S.A. Estudios de Caracterización Geomecánica Macizo Rocoso – Mina Caypa, Barrancas Guajira. Medellín 2012.

- Intervalo perforado ó profundidad.
- Parámetros de recuperación (% de recuperación, RQD y total de fracturas).
- Litología.

• Parámetros de resistencia de la roca Intacta (incluye Índice de dureza e Índice de meteorización).

- Conteo y orientación de fracturas.
- Jn: Número de familias de discontinuidades.
- Jr: Rugosidad de las superficies.
- Ja: Alteración de las superficies.

Como intervalos de logueo geotécnico se tomaron las corridas individuales a los avances de perforación, los cuales están identificados en las cajas portanúcleos. Los avances para las perforaciones registradas fueron regularmente de 3 m.

El RQD fue identificado como el parámetro más crítico y significativo dentro de la información colectada; muchas fracturas de los núcleos pueden ser inducidas, por lo cual se tuvo un cuidado especial durante la medida de este parámetro con el fin de identificar esta situación y minimizar el error.

Para cada discontinuidad se registró la siguiente información:

• Profundidad de localización: Corresponde a la distancia desde el collar del pozo al punto donde la discontinuidad intercepta el eje del núcleo.

• Tipo de estructura: Corresponde a una descripción abreviada del tipo de estructura, tal como de para diaclasas o st para estratificación.

Dip (α): Es el ángulo máximo de inclinación entre la discontinuidad y el eje del testigo. Este ángulo fue medido con un geoflex plástico transparente.

• Dip Direction (β): Corresponde al ángulo entre la línea de referencia ubicada en la parte superior del testigo ("top of core") y el punto más bajo de la elipse de la

discontinuidad, medido con un transportador lineal en el sentido de los punteros del reloj y mirando en dirección de avance de la perforación.

- Relleno: Se utiliza una abreviatura para describir el tipo de relleno en la estructura.
- Espesor: El espesor del relleno en la discontinuidad o el ancho de la fractura.

• Planaridad: Se utiliza una abreviatura para describir el grado de planaridad de la superficie de la discontinuidad.

• Rugosidad: Análogamente se utiliza una abreviatura para describir el grado de rugosidad de la superficie de la discontinuidad.



Figura 34: Esquema indicando los ángulos de discontinuidad medidos.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

La recolección de datos también incluyó el registro geotécnico convencional de la calidad de la roca, como son: mediciones de RQD, dureza de la roca, recuperación del testigo, entre otros.

Posteriormente se digitalizó la información registrada y con ella se estimaron los siguientes parámetros en cada uno de los tramos registrados:

RQD In : Tamaño de bloque In : Resistencia al corte de los bloques

## 5.2.2. Estudio de Proyección Estereográfico - Tendencias Estructurales

La información a partir del logueo fue analizada inicialmente para cada pozo y luego en conjunto mediante redes estereográficas utilizando el software Dips, logrando los resultados que se detallan a continuación.

- Pozo 2011\_7

A continuación, se presentan los diagramas de densidad de polos y los planos obtenidos para este pozo.



Figura 35: Diagrama de densidad de polos para la estratificación pozo 2011\_7.

Figura 36: Plano de estratificación pozo 2011\_7.



Figura 37: Diagrama de densidad de polos de fracturas pozo 2011\_7.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

Del estudio de discontinuidades del Pozo 2011\_7 se obtuvieron los siguientes resultados:

Estructura

**Dip/Direction** 

Estratificación	36°/165°		
Familia 1	30°/187°		
Familia 2	36°/317°		
Familia 3	81°/205°		

## - Pozo 2011\_8

A continuación, se presentan los diagramas de densidad de polos y los planos obtenidos para este pozo.



Figura 38: Diagrama de densidad de polos para la estratificación pozo 2011\_8.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012


Figura 39: Diagrama de densidad de polos para las fracturas pozo 2011\_8.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

Figura 40: Planos de fracturas pozo 2011\_8.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

Del estudio de discontinuidades del Pozo 2011\_8 se obtuvieron los siguientes resultados:

Estructura	Dip/Direction
Estratificación	35°/181°
Familia 1	37°/203°

#### - Datos a partir de información de afloramientos

Debido a que la orientación vertical de los pozos impide un registro representativo de las fracturas de alto ángulo o verticales, se tomó información a partir de algunos afloramientos en la mina, la cual se procesó mediante el mismo software obteniendo los siguientes resultados para las familias de diaclasas.



# Figura 41: Diagrama de densidad de polos y planos para las fracturas a partir de afloramientos.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

De la información de afloramientos se obtuvieron los siguientes resultados:

Estructura	Dip/Direction
Familia 1	81°/229°
Familia 2	80°/039°
Familia 3	31°/330°

#### - Fallas mineras

Del plano de labores mineras se obtuvo el rumbo de algunas fallas menores que han sido cartografiadas. Esta información carece de datos de buzamiento, pero se realizó el procesamiento con la información de rumbos y asumiendo estructuras verticales. Los resultados se presentan a continuación.



Figura 42: Diagrama de densidad de polos y planos para las fallas mineras.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

Se identifican 3 familias de fallas mineras con rumbos predominantes: 287°, 315° y 201°. Dos de estas familias coinciden con los diaclasamientos principales.

# 5.3. Caracterización Geotécnica

Mediante la representación espacial de algunas de las características geomecánicas de la roca y de los rangos de calidad del macizo, se generó el modelo de zonificación geotécnica, considerando los datos aportados por la exploración del subsuelo.

La calidad del macizo está afectada predominantemente por el tipo de roca encontrada, por su resistencia y por los planos de estratificación; por tal razón cada uno de los tramos de calidad homogénea en los pozos, se extrapolaron hacia profundidad para el mismo nivel estratigráfico y en el rumbo, hasta donde se tuviera otra información distinta.

Para cada uno de los pozos logueados se definieron los parámetros geotécnicos por tramos litológicos de profundidad para el cálculo del Índice Q de Barton. Estos parámetros se obtuvieron de manera individual y posteriormente se realizó una correlación entre pozos para determinar zonas homogéneas.

El modelo geotécnico presenta los valores estimados de Índice Q, lo que en conjunto permite obtener una sectorización del yacimiento según estos valores.

Las siguientes tablas muestran en detalle los perfiles litológicos de las perforaciones objeto de este trabajo de aplicación:

Profundidad (m)	Clasificación Q	Observaciones
11,0 - 14,90	Roca excepcionalmente pobre	Arcillolita de color gris medio.
14,90 – 36,0	Roca medianamente buena	Presenta un manto de carbón, con predominio de arcillolita.

Tabla No. 4Pozo 2011\_7 – Pared Lateral Oriental.

36,0 - 80	Roca muy Buena	Con niveles de menos de 3 m de roca buena, con predominio de lodolitas arenosas.
80 - 134	Roca Buena	Presenta un manto de carbón y arcillolitas.
134 - 161	Roca muy Buena	Con niveles de menos de 3 m de roca buena y medianamente buena, lodolitas y areniscas.
161 – 212	Roca Buena	Un manto de carbón que correspondería Con franjas de menos de 3 m de roca medianamente buena y lodolitas arenosas.

Fuente: Propia

#### Tabla No. 5POZO 2011\_8.

Profundidad (m)	Clasificación Q	Observaciones
6 – 33	Roca excepcionalmente pobre	lodolitas y arcillolitas meteorizadas.
33 – 50	Roca medianamente buena	Manto de carbón.
50 – 75	Roca Buena	En su mayoría lodolitas macizas e intercaladas con areniscas, Con niveles de roca medianamente buena correspondientes a dos mantos de carbón y zonas de roca muy buena correspondiente a areniscas de poco espesor.
75 – 100	Roca Buena	Arenisca de color gris claro de grano fino a medio, lodolitas.
100 – 245	Roca medianamente Buena	Intercalaciones de arenisca con lodolitas carbonosa. Carbones. Tramos de roca buena y muy buena.

Fuente: Propia

En función del Q, los macizos rocosos se pueden clasificar en nueve categorías que van desde roca excepcionalmente buena, para las cuales el Q está entre 400 y 1.000 hasta roca excepcionalmente pobre, para las cuales el Q está entre 0,001 y 0,01 como se muestra en la Tabla 10.

			,	
Toble No.	6.	Valaraa	Indian	$\sim$
	ю.	valores	indice	U.

Tipo de Roca	Valor Q
Excepcionalmente pobre	10 <sup>-3 –</sup> 10 <sup>-2</sup>
Extremadamente pobre	10 <sup>-2 –</sup> 10 <sup>-1</sup>
Muy pobre	10 <sup>-1 –</sup> 1
Pobre	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 - 1.000

Fuente: E. HOEK. Practical Rock Engineering. 2007

Con los valores obtenidos y realizando una integración de zonas homogéneas se clasificó cada pozo, los resultados se presentan a continuación.

Tabla No.	7. Estratiorafía	POZO 2011	7
	7. Lonangrana	10202011	_′ ·

Profundidad (m)	Clasificación Q	Observaciones
11,0 – 14,90	Roca excepcionalmente pobre	Arcillolita de color gris medio.
14,90 – 36,0	Roca medianamente buena	Presenta un manto de carbón, con predominio de arcillolita.
36,0 - 80	Roca muy Buena	Con niveles de menos de 3 m de roca buena, con predominio de lodolitas arenosas.
80 - 134	Roca Buena	Presenta un manto de carbón y arcillolitas.
134 - 161	Roca muy Buena	Con niveles de menos de 3 m de roca buena y medianamente buena, lodolitas y areniscas.
161 – 212	Roca Buena	Un manto de carbón que correspondería Con franjas de menos de 3 m de roca medianamente buena y lodolitas arenosas.

Fuente: Propia

Profundidad (m)	n) Clasificación Q Observaciones					
6 – 33	Roca excepcionalmente pobre	lodolitas y arcillolitas meteorizadas.				
33 – 50	Roca medianamente buena	Manto de carbón.				
50 – 75	Roca Buena	En su mayoría lodolitas macizas e intercaladas con areniscas, Con niveles de roca medianamente buena correspondientes a dos mantos de carbón y zonas de roca muy buena correspondiente a areniscas de poco espesor.				
75 – 100	Roca Buena	Arenisca de color gris claro de grano fino a medio, lodolitas.				
100 – 245	Roca medianamente Buena	Intercalaciones de arenisca con lodolitas carbonosa. Carbones. Tramos de roca buena y muy buena.				

# Tabla No. 8: Estratigrafía POZO 2011\_8.

Fuente: Propia



#### Figura 43: Estratificación según perforación 2011\_7.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012



#### Figura 44: Estratificación según perforación 2011\_8.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

## 5.4. Parametros de resistencia y deformabilidad de la matriz rocosa<sup>16</sup>

## 5.4.1. Resistencia

Como parte de la caracterización mecánica desde el punto de vista de resistencia de la matriz rocosa, de los diferentes mantos litológicos presentes en el macizo rocoso que compone la mina Caypa, se contó con información de estudios de diferentes ensayos de laboratorio los cuales se enumeran a continuación:

- Ensayo de carga puntual.
- Ensayo de compresión inconfinada (USC).
- Ensayo de tracción Indirecta.

De una forma general, el ensayo de carga puntual se tuvo en cuenta con el propósito de obtener mediciones de resistencia en la roca y a través de correlaciones, obtener parámetros de resistencia de los diferentes mantos litológicos. Los ensayos de compresión inconfinada y de tracción indirecta permitieron obtener una medida directa de las propiedades mecánicas de las diferentes litologías. Todos los anteriores ensayos permitieron encontrar los parámetros de resistencia y deformabilidad de la roca intacta.

#### 5.4.1.1. Ensayo de carga puntual

La prueba de compresión uniaxial se utiliza para determinar la resistencia a la compresión axial de muestras de roca. En el ensayo se aplica carga concentrada a través de un par de conos truncados, midiéndose la fuerza total aplicada. Con base en este valor y en el diámetro de la muestra, se calcula un índice que es correlacionable con la resistencia a la compresión inconfinada de la misma.

Con base en los resultados del ensayo de carga puntual, se pueden establecer los índices de resistencia a carga puntual (Is (50)) de un espécimen de roca y el índice

<sup>&</sup>lt;sup>16</sup> Geminas, Ingenieros S.A. Estudios de Caracterización Geomecánica Macizo Rocoso – Mina Caypa, Barrancas Guajira. Medellín 2012.

de resistencia a carga puntual en condiciones anisotrópicas (la (50)). Esta última es la relación de la resistencia puntual medida en diferentes ejes o direcciones, que dan lugar a valores mayores o menores de resistencia según sea el caso de la anisotropía.

Debido a la evidente anisotropía de las rocas en el proyecto, se tiene información del ensayo tanto de forma diametral (paralelo a los planos de estratificación) como axial (perpendicular a los planos de estratificación).

En las siguientes Tablas se presentan los resultados de los ensayos de carga puntual ejecutados sobre los núcleos de roca de los diferentes pozos realizados en la zona. La nomenclatura usada para la identificación de las muestras son las siguientes: QA: material de relleno, ARC: arcillolitas o material arcilloso, LM: Lodolitas predominantes, MS: Arcillolitas con intercalaciones de areniscas y pocos lodolitas, SM: Areniscas predominantes sobre algunas lodolitas, SS: Areniscas y CR: Carbón.

Una vez realizados los ensayos de carga puntual, se realizó un análisis estadístico de los resultados obtenidos. Este análisis estadístico contempló el cálculo de la media del Índice de resistencia vertical Is (50) V y horizontal Is (50) H, la desviación estándar ( $\sigma$ ) y el cálculo del coeficiente de variación (COV (%)). También fue determinado el índice de resistencia a carga puntual en condiciones anisotrópicas (la (50)) usando la expresión dada por Tsidzi (1990):

$$I_{a(50)} = \frac{I_{s(50)V}}{I_{s(50)H}}$$

Donde: Is (50) V es el índice de resistencia a carga puntual vertical y Is (50) H es el índice de resistencia a carga puntual horizontal.

Se observa que el mayor índice de resistencia a carga puntual, como era de esperarse, ocurre cuando se aplica carga en el sentido perpendicular a los planos estructurales.

En este estudio, por tratarse de rocas sedimentarias, los planos estructurales dominantes sobre los núcleos de roca corresponden a planos de estratificación. El ls (50) V varió entre 2,30 para el caso de ARC y de 9,63 para el caso de SS mientras que el ls (50) h varió entre 0,68 para las ARC y 1,68 para las SS. El coeficiente de variación se presentó alto para todas las litologías y en ninguno de los casos fue menor al 40%, esto debido a que el coeficiente de variación es directamente influenciado por la desviación estándar, la cual, está a la vez relacionada con el tamaño de la muestra, la cual no superó los nueve cuerpos de prueba.

LITOLOGÍA	SIGLA	I <sub>S(50)V</sub>	σ(Mpa)	cov(%)	<b>I</b> \$(50)H	σ(Mpa)	cov(%)	l <sub>a(50)</sub>	Clasificación de la Anisotropía (Tsidzi, 1990)	
ARCILLOLITA	ARC	2.30	2.00	94%	0.68	0.65	95%	3.36	Muy Alta Anisotropia	
LIMOLITA	LM	4.55	2.76	<mark>61%</mark>	1.19	0.46	39%	3.83	Muy Alta Anisotropia	
CARBÓN	CR	4.86	2.28	47%	1.05	0.54	52%	4.63	Muy Alta Anisotropia	
LODOLITA/ARENISCA	MS	8.99	4.40	49%	1.12	0.22	19%	8.00	Muy Alta Anisotropia	
ARENISCA/LODOLITA	SM	5.77	2.43	42%	1.42	0.83	59%	4.07	Muy Alta Anisotropia	
ARENISCA	SS	9.63	7.26	75%	1.68	0.87	51%	5.72	Muy Alta Anisotropia	

Tabla No. 9: Resultados Carga Puntual.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Figura 45: Diagrama de barras que representa y compara los diferentes índices de resistencia por carga puntual determinados para cada litología.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

En la Figura 45 se aprecia adicionalmente que el índice de resistencia a carga puntual en condiciones anisotrópicas varió entre 3,36 para el caso de ARC hasta 8,00 para las MS. Todos los casos se clasificaron según este índice de resistencia como litologías con muy alta anisotropía según Tsidzi (1990).

A partir de los índices de resistencia a carga puntual en ambas direcciones, fue posible inferir la resistencia a compresión inconfinada (resistencia a compresión uniaxial o simple) de las diferentes litologías presentes en el macizo rocoso. Para obtener esta información fueron utilizadas varias correlaciones propuestas en la literatura. Es importante recalcar que existen diversas correlaciones que permiten obtener la resistencia a compresión inconfinada de la roca a través del índice de resistencia a carga puntual. Algunas de las correlaciones seleccionadas fueron obtenidas sobre materiales sedimentarios (Rusnak & Mark, 2000 y Akran & Bakar, 2007), las restantes fueron obtenidas a partir de todo tipo de roca (Franklin & Broch, 1972; GSEC, 1972; Kahraman et. al, 2005 y Fener et. al, 2005).

LITOLOGÍA	ARCILL	.olita	LIMO	LIMOLITA CARBÓN		LODOLITAARENISCA		ARENISCA/LODOLITA		ARENISCA		
SIGLA	AF	C	LI	М	CR		MS		SM		SS	
CORRELACIÓN	USC(H)	USC(V)	USC(H)	USC(V)	USC(H)	USC(V)	USC <sub>(H)</sub>	USC <sub>(V)</sub>	USC <sub>(H)</sub>	USC(V)	USC <sub>(H)</sub>	USC(V)
Franklin y Broch (1972)	16.22	54.49	28.10	107.73	24.89	115.26	26.62	286.71	33.57	136.73	39.91	228.30
GSEG (1972)	10.95	36.79	18.97	72.73	16.81	77.81	17.97	193.56	22.67	92.30	26.94	154.13
Rusnak & Mark (2000)	14.37	48.29	24.90	95.45	22.06	102.13	23.59	254.05	29.75	121.15	35.36	202.29
Kahraman et. Al (2005)	34.87	52. <b>4</b> 9	40.33	76.99	38.86	80.46	39.66	125.45	42.86	79.85	45.77	132.49
Akran & Bakar (2007)	28.89	65. <b>7</b> 0	40.32	116.89	37.24	124.14	38.90	289.02	45.58	144.78	51.67	232.85
Fener et. Al (2005)	45.53	60.20	50.08	80.59	48.86	83.48	49.52	149.17	52.18	91.70	54.61	126.79

Tabla No. 10: Valores de la resistencia a la compresión inconfinada USC (MPa) de las diferentes litologías determinada a partir de correlaciones mediante el Índice de resistencia a carga puntual.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Figura 46: Diagrama de barras que representa la magnitud de la resistencia a la compresión inconfinada de cada litología mediante el ensayo de carga puntual.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

#### 5.4.1.2. Ensayo de Compresión Inconfinada (USC)

Este ensayo permite determinar en laboratorio, la resistencia a carga axial de un núcleo de roca cuando se encuentra en un estado de tensión confinante nulo; igualmente permite obtener tanto los parámetros de resistencia de la roca, resistencia inconfinada USC (MPa) o  $\sigma_c$  como las propiedades elásticas del mismo (módulo de Elasticidad E y el coeficiente de Poisson v).

El ensayo fue realizado sobre núcleos de roca de forma cilíndrica. Se seleccionaron seis núcleos de roca que representan las litologías encontradas en el macizo rocoso de la mina Caypa. Durante el ensayo, a cada uno de los núcleos se le aplicó gradualmente una fuerza axial hasta que se produjo la rotura. El valor de la fuerza máxima que soporta la probeta dividido por el área sobre la que se aplica la fuerza es

su resistencia a compresión simple. Para este estudio se asumió que la fractura de los núcleos de roca por compresión ocurrió al alcanzarse la resistencia pico.

Muestra	Litología Prof. (m)		w (%)	σ <sub>h</sub> (KN/m <sup>3</sup> )	$\sigma_{d}(KN/m^{3})$	USC (Mpa)
P7-M110	ARC	14.3	12.52	21.99	19.55	187.33
P3-L3	LM	85.9 - 86.2	1.69	24.32	23.92	26.02
P4-M60M55	MS	63.65	3.16	24.36	23.61	3.44
P1-L1	SM	102.0 - 102.25	1.78	25.12	24.68	31.17
P3-L4	SS	111.2 - 111.35	2.41	24.47	23.9	4.33
P6-L3	SS	31.6 - 31.8	1.51	25.32	24.94	13.61

Tabla No. 11: Resultados de la resistencia por compresión inconfinada (USC) sobre algunas muestras de roca de cada una de las litologías presentes en el macizo rocoso.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Es posible observar a partir de la Tabla 11, que los resultados de la medida de la compresión inconfinada de algunas muestras de roca de las diferentes litologías divergen en una magnitud importante a los valores de compresión inconfinada obtenidos mediante el ensayo de carga puntual, estando estos últimos siempre por encima de los valores de USC medidos en el ensayo de compresión inconfinada.

Los valores de USC que tuvieron una mayor aproximación entre los dos ensayos fueron los correspondientes a las litologías LM y SM. Para los casos en que se realizó el ensayo de carga puntual en dirección paralela a los planos de estratificación, cuando se utilizan las metodologías de Franklin & Broch (1972) y Rusnak & Mark (2000), el valor de USC(H) fue de 28,10 MPa y 24,90 MPa para el caso de LM y de 33,57 MPa y 29,75 MPa para el caso de SM. En estos ensayos de compresión inconfinada se identificó una falla que realmente midió la resistencia de la roca intacta y que no fue muy influenciada por los planos estratigráficos como se ilustra en la Figura 65. Es posible justificar esto cuando se observa los resultados, donde el índice de resistencia por anisotropía la (50) para estas litologías son los más bajos (sin considerar la litología ARC).

Para los demás núcleos de las otras litologías se observa que la resistencia a la compresión inconfinada es muy baja y en el caso de la litología SM y SS solo se logra obtener el 20% del valor de compresión inconfinada inferido a través del ensayo de carga puntual. La litología ARC presentó un valor de resistencia muy elevado, incluso mayor a cualquier valor reportado en los resultados por carga puntual. Este valor pudo estar influenciado por su bajo índice de resistencia en condición anisotrópica y también porque este material poseía una consistencia muy blanda, en el registro de exploración este material figura como casi un suelo de textura arcillosa. Cuando este material pierde humedad, tiende a ganar una resistencia importante lo que puede explicar el resultado obtenido.

Figura 47: Superficies de ruptura de los núcleos de roca de las diferentes litologías después del ensayo de compresión inconfinada.



P7-M110 - ARC - 14.3 m



P1-L1 - SM - 102.0-102.25 m







P3-L4 - SS - 111.2-111.35 m



P4-M60M55 - MS - 63.65 m



P6-L3 - SS - 31.6-31.8 m

Finalmente, en términos de resistencia a la compresión inconfinada, considerando simultáneamente los análisis presentados, se optó porque los valores de resistencia USC (MPa) para las litologías ARC, MS y SS sean los valores medios obtenidos

mediante las correlaciones de Franklin & Broch (1972) y Rusnak & Mark (2000). Estos valores son para cuando se realiza el ensayo de carga puntual en dirección paralela a los planos estratigráficos, debido a que, si se consideran los resultados obtenidos en los ensayos de compresión inconfinada, se puede llegar a ser exageradamente conservador, sabiendo que estas correlaciones fueron las que mejor se aproximaron a las litologías LM y SM. Para las litologías LM y SM se considerará como resistencia USC (MPa) los valores de resistencia obtenidos en el ensayo de compresión inconfinada.

Litología	USC (Mpa)
ARC	15.30
LM	26.02
MS	25.11
SM	31.17
SS	37.64

Tabla No. 12: Valor final de la resistencia a la compresión inconfinada USC (MPa) para cada una de las litologías.

#### 5.4.1.3. Ensayo de tracción indirecta

Este ensayo consiste en medir la resistencia a tracción uniaxial de una probeta de roca de una forma indirecta. Se tiene como principio que la rotura generada se produce por tracción cuando la roca se somete a un estado de esfuerzos biaxial, con un esfuerzo principal traccionado y el otro compresivo de magnitud no superior a tres veces el esfuerzo de tracción. Durante el ensayo se aplica una carga vertical compresiva sobre un disco o cilindro de roca, que se coloca en horizontal entre dos placas a través de las cuales se transmite la fuerza hasta conseguir la rotura.

En la Tabla 13, se presenta el resumen de los resultados de los ensayos de tracción indirecta ejecutados sobre cada una de las litologías. Para todas las litologías se

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

buscó ensayar tres probetas. No obstante, en las muestras correspondientes a las Limolitas (LM) se produjeron diversas complicaciones en el proceso de remoldeo, destruyendo parte de los núcleos disponibles. La resistencia a la tracción está indicada como σty presenta signo negativo considerando la convención de signos de que positivo se refiere a compresión y negativo a tracción.

Una vez realizados los ensayos de tracción indirecta, se realizó un análisis estadístico de los resultados obtenidos. Este análisis contempló el cálculo de la media del esfuerzo a tracción ( $\sigma$ t) en MPa, la desviación estándar ( $\sigma$ ) y el cálculo del coeficiente de variación (COV (%)). Se observa que los menores valores de resistencia a la tracción se presentan en la litología SM reportando valores de 2,18 MPa mientras que nuevamente los mayores valores de resistencia a la tracción fueron proporcionados por la litología SS con -5,20 MPa. El carbón (CR), por su parte, presentó una resistencia de -2,51 Mpa siendo un valor muy similar a los reportados por las litologías LM y SM.

LITOLOGÍA	SIGLA	σt(Mpa)	σ(Mpa)	cov(%)
ARCILLOLITA	ARC	-3.73	0.300	8.0%
LIMOLITA	LM	-2.66		
CARBÓN	CR	-2.51	1.196	47.7%
LODOLITA/ARENISCA	MS	-3.20	0.222	6.9%
ARENISCA/LODOLITA	SM	-2.18	0.330	15.1%
ARENISCA	SS	-5.20	0.495	9.5%

Tabla No. 13: Resultados de tracción indirecta.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Figura 48: Diagrama de barras que representa la magnitud de la resistencia a la tracción de cada litología medida mediante el ensayo de tracción indirecta.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

#### 5.4.2. Deformación

La deformabilidad de la roca se expresa por sus constantes elásticas Módulo de Young, *E* y el coeficiente de Poisson v. El primero, define la relación lineal elástica entre la tensión aplicada y la deformación producida en la dirección de aplicación de la tensión. El segundo, define la relación entre las deformaciones transversal y axial.

Ambas constantes pueden ser obtenidas mediante el ensayo de compresión inconfinada. Los resultados del módulo de elasticidad E y el coeficiente de Poisson se presentan en la Tabla 14.

Muestra	Litología	Prof. (m)	E (Mpa)	v
P7-M110	ARC	14.3	58893	0.25
P3-L3	LM	85.9 - <mark>8</mark> 6.2	3837	0.23
P4-M60M55	MS	63 <b>.</b> 65	687	0.18
P1-L1	SM	102.0 - 102.25	3890	0.18
P3-L4	SS	111.2 - 111.35	1223	0.20
P6-L3	SS	31.6 - 31.8	1745	0.20

Tabla No. 14: Propiedades de deformabilidad elástica - Resultados de tracción indirecta.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

#### 5.5. Parámetros de Resistencia

La resistencia de la matriz rocosa se puede evaluar mediante los criterios de rotura de Mohr–Coulomb y de Hoek y Brown.

Para este estudio se utilizó primero el criterio de falla de Hoek y Brown, consistente en el caso de la roca intacta en determinar específicamente el parámetro mi. Con base en los ensayos de compresión simple y tracción indirecta se obtuvieron los valores de mi por litología que se presentan en la Tabla 15.

Tabla No. 15: Parámetros de resistencia del criterio Hoek & Brown de la matriz rocosa.

Litología	Parámetro de Resistencia m <sub>i</sub>
ARC	4.10
MS	7.84
LM	9.98
SS	7.23
SM	14.29
CR	9.35

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Luego se utilizó el criterio lineal de Mohr-Coulomb. Los parámetros que componen este criterio son el ángulo de fricción interna (\*) y la cohesión de la matriz rocosa (c).

Considerando los ensayos de compresión inconfinada y los ensayos de tracción indirecta de cada una de las litologías que componen el macizo rocoso, fue posible obtener los parámetros de resistencia  $\Phi$  y c. Se utilizó el programa RockLab V1.0 (2007) de Rocscience para obtener estos parámetros de resistencia presentados en la Tabla 16.

Litología	γ (KN/m <sup>3</sup> )	C´(Mpa)	φ(°)
ARC	21.99	5.879	14.798
LM	24.32	6.656	35.716
MS	24.36	9.545	15.752
SM	25.12	9.767	25.978
SS	24.47	10.456	31.885

Tabla No. 16: Parámetros de resistencia del criterio Mohr Coulomb de la matriz rocosa.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

# 6. CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO<sup>17</sup>

Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso se emplearon las metodologías del Índice Q de Barton.

La caracterización del macizo rocoso se realizó en detalle, con base en los datos de nueve perforaciones realizadas en la parte más baja de la mina donde se ejecutan las labores de explotación (perforaciones 2011-01 a 2011-04) y otras ejecutadas en los

<sup>&</sup>lt;sup>17</sup> Geminas, Ingenieros S.A. Estudios de Caracterización Geomecánica Macizo Rocoso – Mina Caypa, Barrancas Guajira. Medellín 2012.

taludes circundantes a la zona de explotación (Perforaciones 2011-05 a 2011-09). La profundidad de los sondeos se presenta en la Tabla 17.

Pozo	Profundidad (m)
2011-1	174,20
2011-2	244,70
2011-3	165,00
2011-4	160,70
2011-5	97,00
2011-6	138,90
2011-7	218,40
2011-8	245,40
2011-9	320,150

Tabla No. 17: Profundidad de las Perforaciones.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

#### 6.1. Análisis del índice de calidad de la roca (RQD)

La fracturación del macizo rocoso está definida por el número, espaciado y condiciones de las discontinuidades. El grado de fracturación puede ser expresado por el RQD (Rock Quality Designation). No obstante, este índice no considera aspectos importantes como la orientación, separación, rellenos y demás condiciones de las discontinuidades por lo que no es suficiente para describir las características de la fracturación de los macizos rocosos. Con base en su valor, se puede dar una clasificación inicial del macizo rocoso según la Tabla 18.

	Calidad de la Roca	RQD(%)
1	Muy Pobre	<25
2	Pobre	25-50
3	Regular	50-75
4	Buena	75-90
5	Excelente	90-100

Tabla No. 18: Clasificación del macizo rocoso según el RQD.

Inicialmente fue realizado el análisis del índice de calidad de la roca, RQD, el cual fue medido a lo largo de toda la profundidad de las perforaciones, sobre las diferentes litologías encontradas en cada sondeo exploratorio. De esta misma forma, fue posible, en primera instancia, calcular el valor del Q de Barton a lo largo de todas las perforaciones obteniéndose de forma general una caracterización del macizo rocoso en conjunto, considerando los diferentes cuerpos litológicos presentes; en segunda instancia, fue posible caracterizar de forma independiente cada uno de esos cuerpos litológicos a medida que se presentan en profundidad.

Los valores del RQD medidos en diferentes profundidades en todas las perforaciones fueron graficados en la Figura 49. En esta misma figura fueron establecidas las bandas de clasificación del RQD según la Tabla 18.



Figura 49: Valores de RQD medidos en las perforaciones con relación a la profundidad.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

De una forma general, a partir de la Figura 50 es posible observar que más de la mitad de los valores de RQD se concentran en las franjas entre 25% a 50% y 90% a 100% correspondientes a una calidad de roca pobre y excelente respectivamente según la Tabla 19. De la totalidad de valores de RQD medidos, aproximadamente el 36% de los núcleos de roca clasifican como excelente, con registros medios de RQD de 98%; casi un 20% clasifican como núcleos de calidad buena con valores medios de RQD de 84%; entre un 18% y 23% clasifican como núcleos de calidad regular y pobre reportándose valores medios de RQD de 63% y 47% respectivamente y finalmente un 27% corresponden a núcleos que clasifican como muy pobre y pobre con valores de RQD de 8% y 47% respectivamente. En la Tabla 20 se presenta un análisis cuantitativo de las condiciones generales del macizo según el RQD.

	Calidad de la Roca	RQD(%)	Número de datos	Frecuencia (%)	(RQD) <sub>medic</sub>	σ	COV (%)
1	Muy Pobre	<25	28	3.9%	8	10.25	100%
2	Pobre	25-50	165	23.2%	47	5.48	12%
3	Regular	50-75	125	17.6%	63	6.89	11%
4	Buena	75-90	139	<b>1</b> 9.6%	84	4.59	5%
5	Excelente	90-100	253	35.6%	<mark>98</mark>	3.06	3%

Tabla No. 19: Análisis general cuantitativo de los valores de RQD.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Se puede inferir que el mejor índice RQD lo presentó la Arenisca (SS) con un valor RQD medio de 83%. Seguidamente, con un valor muy cercano de RQD a 80% están las litologías LM, MS y SM. Las anteriores cuatro litologías se clasifican como una roca buena. Por último, las Arcillolitas y el Carbón no superaron el 55% del valor de RQD clasificándolos como un material regular.

SIGLA	LITOLOGIA	Número de datos	Frecuencia (%)	(RQD) <sub>medio</sub>	σ	COV (%)	Calidad de la Roca
ARC	Arcillolita	40	5.6%	54	32.3	60%	Regular
FZ	Roca Cizallada	4	0.6%	75	12.3	16%	Regular
LM	Limolita	185	26.1%	78	25.1	32%	Buena
CR	Carbón	111	15.6%	51	6.8	13%	Regular
MS	Lodolita/Arenisca	118	16.6%	79	22.4	28%	Buena
SM	Arenisca/Lodolita	105	14.8%	78	20.7	26%	Buena
SS	Arenisca	147	20.7%	83	22.0	27%	Buena

Tabla No. 20: Análisis específico cuantitativo de los valores de RQD para las diferentes litologías encontradas.





Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

De una forma general y comparando los resultados de la Tabla 20 y de la Figura 67 con las obtenidas en Tabla 21 y en la Figura 68 es posible decir que estas últimas se interpreten como una especie de promedio en términos de clasificación respecto al primer análisis, siendo el último de los análisis el ideal para la caracterización geomecánica de los techos y pisos que confinan los mantos carboníferos.

#### 6.2. Clasificación del macizo rocoso por medio del Q de Barton

De forma similar a la ejecutada en el ítem anterior, fue realizado un análisis estadístico considerando ahora la variación del índice Q de Barton. El cálculo del parámetro Q se basó en la información obtenida de las nueve perforaciones, con un total aproximado de 1.764 m.

El valor del primer cociente (RQD/Jn) y también el del segundo cociente (Jr/Ja), los cuales representan la estructura del macizo, la rugosidad y las características de la

fricción de las paredes de las fisuras o de los materiales del relleno, fueron determinados para cada una de las perforaciones a diferentes profundidades.

Dadas las características de los índices Jw y SRF, estos no se pueden obtener en las perforaciones, sino que deben ser medidos de acuerdo con los levantamientos de campo. El factor de presencia de agua en las discontinuidades (Jw), se le asignó un valor de 1 (Jw = 1), el cual equivale a juntas con flujos y condiciones de humedad inferiores a 5 l/min. Si bien durante el levantamiento de discontinuidades existe una tendencia de estas a presentar humedad, no se lavan los rellenos y tampoco existe una presión considerable del flujo, hecho que conllevó a considerar esta condición, ya que según el índice el factor determinante es volumen y presión de agua que se presentan en las discontinuidades.

Por otro lado, para el factor de reducción de resistencia SRF, se usó un valor de 2,5, ya que el efecto de las fallas locales y esfuerzos son bajos. Adicionalmente, las excavaciones se proyectan a profundidades superiores a 50 m con discontinuidades con relleno arcilloso o roca meteorizada, considerándose dichos rellenos como los mantos carboníferos y las zonas donde se localizan los mantos de arcillolita. Dichos coeficientes finalmente fueron considerados a lo largo de toda la perforación con el mismo valor.

Los valores del índice Q fueron calculados a diferentes profundidades en todas las perforaciones y sus valores se presentan a continuación.

De una forma similar al análisis realizado para el RQD, fue posible determinar en el análisis del Q de Barton la forma como puede clasificarse de una forma general el macizo rocoso y de una forma específica cada una de las litologías que lo componen.

Es posible observar que más de la mitad de los valores del índice Q (60,88%) corresponden a una calidad de roca buena con un valor medio de Q igual a 25,54. Seguido de este valor, 13,14% de los valores analizados proporcionaron una clasificación de roca muy buena, reportando valores medios del índice Q igual a 46. Menos del 30% restante corresponden a un índice Q que enmarca una calidad de

roca desde Moderadamente Buena hasta Roca Excepcionalmente Pobre. En ninguna de las mediciones se logró obtener rangos en los valores de Q que permitieran clasificar la roca como Extremadamente y/o Excepcionalmente Buena.



Figura 51: Valores de Q calculados en las perforaciones respecto a la profundidad.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Tabla No.	21: Análisis específico cuantitativo de los valores de Q para las diferentes
	litologías encontradas.

SIGLA	LITOLOGÍA	Número de Datos	Frecuencia (%)	Q <sub>medio</sub>	σ	COV (%)	CLASIFICACIÓN
ARC	Arcillolita	40	5.6%	13.13	13.0	99%	Roca buena
FZ	Roca Cizallada	4	0.6%	0.00			Roca excepcionalmente pobre
LM	Limolita	185	26.1%	27.35	13.0	48%	Roca buena
CR	Carbón	111	15.6%	0.25	2.5	1013%	Roca muy pobre
MS	Lodolita/Arenisca	118	16.6%	27.07	11.2	41%	Roca buena
SM	Arenisca/Lodolita	105	14.8%	25.17	10.5	42%	Roca buena
SS	Arenisca	147	20.7%	28.52	14.6	51%	Roca buena

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

Figura 52: Diagrama de barras con el análisis específico cuantitativo de los valores de Q para cada una de las litologías encontradas.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

# 6.3. Clasificación RMR (Rock Mass Ratio)

Este método fue propuesto inicialmente en 1976 por Bieniawski del South African Council for Scientific e Industrial Research (Consejo de África del Sur para la Investigación Científica e Industrial) para túneles a baja profundidad en roca dura fracturada. En esencia consiste en asignar a cada tipo de terreno un índice de calidad, denominado Rock Mass Ratio (RMR), que depende de los siguientes aspectos:

- Resistencia a la compresión inconfinada (USC)
- El índice de calidad de la roca RQD.
- Espaciamiento entre las fisuras.
- Estado de las fisuras.
- Efecto del agua.

Para tener en cuenta la incidencia de estos factores, se asignan valores a cada uno de estos parámetros y la suma de éstos da como resultado RMR del macizo rocoso, que varía entre 0 y 100 y se clasifica como se muestra en la Tabla 22.

RMR	CLASE	CALIDAD
> 20	<b>v</b>	Muy Pobre
21 - 40	N	Pobre
41 - 60	Ш	Media
61 - 80	П	Buena
81 - 100	I.	Muy Buena

Tabla No. 22: Clasificación del macizo rocoso según el RMR.

Adicional a los cinco parámetros antes mencionados, se tiene un parámetro de posición relativa de la excavación con respecto a las discontinuidades, pero este no se consideró en el presente análisis, ya que no afecta la clasificación del macizo en si, sino que está relacionado directamente con la disposición de posibles estructuras subterráneas a estudiar, las cuales no hacen parte del alcance u objeto del presente trabajo de aplicación.

La clasificación geomecánica por el RMR, a diferencia de la clasificación realizada por el Q de Barton, se ejecutó a partir de los valores medios de RQD y resistencia a la compresión inconfinada USC, para cada uno de las litologías presentes en el macizo rocoso de la mina Caypa.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

SIGLA	Litología	RMR	CLASE	CALIDAD
ARC	Arcillolita	52	≡	Media
LM	Limolita	61	=	Buena
CR	Carbón	42	≡	Media
MS	Lodolita/Arenisca	60	=	Media
SM	Arenisca/Lodolita	63	=	Buena
SS	Arenisca	65	=	Buena

Tabla No. 23: Valores de RMR para las diferentes litologías encontradas a partir de los valores medios de RQD y USC.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

Figura 53: Diagrama de barras con el análisis específico cuantitativo de los valores de RMR para cada una de las litologías encontradas.



Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012

En la Figura 53 se presenta un diagrama de barras mostrando el valor correspondiente de RMR para cada una de las litologías encontradas. De una forma general es posible concluir un aspecto similar al encontrado en el análisis realizado mediante la clasificación con el índice Q de Barton. Casi el 80% del macizo se puede clasificar como una roca buena, este macizo estaría constituido por las litologías LM, MS, SM y SS con valores de RMR muy cercanos a 60, clasificando estas litologías entre la Clase II, correspondiente a un macizo rocoso de calidad buena.

#### 6.4. Clasificación GSI (Geological Strength Index)

Con la aparición del criterio de rotura de Hoek & Brown, el uso del RMR ya no es adecuado, sobre todo para el caso de rocas débiles y se introduce de esta forma la clasificación geomecánica GSI (Hoek, 1994; Hoek et al. 1995).

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. Las observaciones se basan en la apariencia del macizo a nivel de estructura y a nivel de condición de la superficie. A nivel de estructura se tiene en cuenta el nivel de alteración que sufren las rocas, la unión que existe entre ellas, que viene dada por las formas y aristas que presentan, así como de su cohesión. Para las condiciones de la superficie, se tiene en cuenta si ésta alterada, si ha sufrido erosión o que tipo de textura presenta y el tipo de recubrimiento existente.

Los valores del GSI varían desde 1 hasta 100. Los valores cercanos a 1 corresponden a las situaciones del macizo rocoso de menor calidad, es decir, con la superficie muy erosionada, con arcilla blanda en las juntas, una estructura poco resistente debido a las formas redondas y a la gran cantidad de fragmentación que sufre el macizo. Por el contrario, valores de GSI cercanos a 100, implican macizos de gran calidad, ya que significa una estructura marcada por una pequeña fragmentación en la que abundan las formas prismáticas y superficies rugosas sin erosión.

Las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se detallan a continuación:

Para el caso nuestro en el que se utilizó el valor del RMR desarrollado en el año de 1976 entonces:

RMR76> 18 entonces GSI = RMR76 RMR76< 18 entonces GSI = 9\*Ln(Q<sup>2</sup>)+44

En estos casos de RMR76 y Q´ no son tenidos en cuenta los parámetros de orientación de las discontinuidades, los efectos de las tensiones para el caso de Q ni tampoco los efectos de la acción del agua.

Como todos los valores de RMR fueron encontrados por medio de la propuesta realizada por Bieniawski en 1976 correspondiente entonces al RMR76 y adicionalmente todos estos poseen valores mayores a 18, entonces luego, todos los valores de la Tabla 25 corresponden igualmente a los valores del GSI para cada una de las litologías que componen el macizo rocoso de la mina Caypa.

SIGLA	Litología	GSI
ARC	Arcillolita	52
LM	Limolita	61
CR	Carbón	42
MS	Lodolita/Arenisca	60
SM	Arenisca/Lodolita	63
SS	Arenisca	65

Tabla No. 24: Valores de GSI para las diferentes litologías encontradas a partir de los valores de RMR.

Fuente: Caracterización Macizo Rocoso – Geominas S.A. – 2012
# 7. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE LOS TALUDES DEL CORREDOR VIAL Y PARED ORIENTAL DE LA MINA CAYPA

Para efectos del presente estudio, se definió la problemática en dos partes, la primera consistente en la inestabilidad que se presentan en los taludes de la pared oriental de la mina, conformados por la líneas y avance de explotación minera, los cuales, se caracterizan por afectación de procesos de movimiento en masa con movilización importante de material, originando pérdida de la estabilidad general en los frentes de excavación y obstrucción de accesos.

La segunda parte, la constituye la afectación que se genera en el corredor vial de acceso contiguo a la pared Oriental de la Mina, el cual, se caracteriza por registrar problemas de inestabilidad geológica y afectaciones geotécnicas, como la inestabilidad de taludes y pérdida de banca por detonación focalizada de eventos de remoción en masa.



Fotografía No. 7: Panorámica Mina "Caypa"

Fuente: Propia



## Fotografía No. 8: Panorámica pared lateral Oriental

Fuente: Propia

La pared lateral oriental tiene una altura que varía a lo largo de su extensión, entre 230 m a 250 m. Con base en las exploraciones directas de campo, se pudo evidenciar que el estrato superior, consistente a un espesor aproximado de 35 m, es el que mayor grado de afectación e inestabilidad registra. Este se caracteriza por ser un estrato de Arcillolitas con afectaciones por erosión en forma de cárcavas en forma de coníferas, una matriz fino soportada, con presencia de agrietamientos a lo largo de su superficie.

Fotografía No. 9: Vista general afectación de talud de influencia acceso vial.



Fotografía No. 10: Detalle características del Material Inestable.



Fuente; Propia



Fotografía No. 11: Detalle afectaciones por erosión del talud superior.

Fotografía No. 12: Panorámica de fallas por inestabilidad del talud superior



Fuente: Propia

Para realizar un análisis de estabilidad se identificaron las posibles zonas inestables se definieron los taludes a analizar y luego fue definida la geología. En este proyecto se utilizó la metodología de equilibrio límite y el software slope/w de la casa Geostudio, para modelar los taludes que registran afectaciones e inestabilidad.

# 7.1. Definición y Localización de los Perfiles

Para la determinación y localización de los perfiles, fue importante la información de los estudios realizados en la zona, suministrada por la Administración de la mina Caypa, en los cuales se analizó el plano geológico en planta y la localización de los 9 sondeos realizados.

En plano geológico de la zona se identificaron las posibles zonas inestables de ladera. En base a dichas zonas y la localización de los sondeos se decidió tomar 3 perfiles, ubicados en las zonas más críticas a lo largo de la pared lateral oriental de la mina, con influencia en el acceso vial contiguo.

Para efectos del presente estudio, se tomaron para análisis de estabilidad de taludes tres secciones, correspondientes a las E - E, F - F y G - G, según la localización topográfica suministrada por la mina Caypa, la cual, se muestra en la figura No. 72.

Analizada la estabilidad de los taludes de las tres secciones indicadas y teniendo en cuenta de que la conformación de los bancos y taludes de la mina, son uniformes, se tomara el talud con la condición de inestabilidad más crítica, para proceder a recomendar las técnicas de solución, remediación y estabilidad.



Figura 54: Localización Topografía en Planta de los Perfiles.

Fuente: Departamento de Topografía - Mina Caypa - 2015



Figura 55: Perfil E – E` Pared lateral Oriental.



Figura 56: Perfil F – F` Pared lateral Oriental.

Figura 57: Perfil G – G` Pared lateral Oriental.



Fuente: Fuente: Departamento de Topografía - Mina Caypa - 2015

# 7.2. Caracterización Geológica y Geotécnica de los Perfiles

Para caracterizar la geológicamente y geotécnicamente cada perfil se utilizó la información suministrada en los 9 sondeos, de profundidades promedio de 250 m, realizados por la empresa GEOMINAS INGENIEROS S.A., en estudios hechos en la mina Caypa. Tal como se ha indicado anteriormente, para efectos de interés del presente estudio, solo se tomará la información correspondiente a las perforaciones 2011-7 y 2011-8, las cuales se ubicaron en el área de aferencia de la pared oriental y del corredor vial de acceso.

Para el análisis de estabilidad, se utilizó la metodología de equilibrio límite y los parámetros geotécnicos se obtuvieron a partir de la teoría de Mohr Coulomb, en ésta se calcula el ángulo de fricción y la cohesión de un suelo, para esto se tomó información de los ensayos realizados, tal como se muestra en los capítulos 7 y 8 del presente trabajo.

Con base a las perforaciones analizadas, se encontraron en los primeros 33 m, un estrato de suelo Aluvial (Alu) - QA: material de relleno, ARC: arcillolitas o material arcilloso, LM: Lodolitas predominantes, MS: Arcillolitas con intercalaciones de areniscas y pocos lodolitas, SM: Areniscas predominantes sobre algunas lodolitas, SS: Areniscas y CR: Carbón.

Profundidad (m)	Litología	¥ (kn/m3)	C (Mpa)	ф (°)	E (Mpa)	v
6 – 33	Arcillolitas - ARC	22.00	5.88	14.8	58893	0.25
33 – 50	Arcillolitas con Areniscas - MS	24.4	9.55	15.75	687	0.18
50 – 75	Lodolitas - LM	24.32	6.66	35.72	3837	0.23
75 – 100	Areniscas – SS	24.47	9.77	25.98	1223	0.20
100 – 245	Areniscas con Lodolitas – SM	25.12	10.46	31.89	3890	0.20

Tabla No. 25: Caracterización Geomecánica de los perfiles.

Fuente: Propia

### 7.3. Definición factores de Seguridad (FdS) Estáticos y Pseudo Estáticos

Pocos autores han publicado los niveles de aceptabilidad para los Factores de Seguridad (FdS) recomendados en los diseños. Este lleva a una pregunta: ¿Cómo determinamos el FdS? Los valores típicos han sido fijados por observaciones y a las experiencias de prueba y error, tomando en cuenta entre otros aspectos la confiabilidad de la data, los tipos de análisis utilizados, y la simplificación de las asunciones que se hacen. Un ejemplo de los valores de los FdS aceptables establecidos con estos métodos esta dado en el siguiente cuadro:

# Ejemplo de Valores de FdS Aceptables (Priest & Brown 1983)



Fuente: Guidelines for Large Open Pit Slope Design (CSIRO 2009)

Las aplicaciones de los FdS usados en la Ingeniería Civil y en la Ingeniería de Minas (taludes de minas a cielo abierto) pueden ser debatidas debido a los entornos operativos diferentes. Sin embargo, los valores comúnmente usados en ambas disciplinas son muy similares, desde el rango de 1.2 para taludes no críticos a 1.5 para taludes críticos donde se construyen rampas de acceso o infraestructuras tales como trituradoras. Se debe precisar que estos valores son para el análisis estático. Los valores estáticos y pseudo estáticos típicos usados en la industria minera se resumen en el siguiente cuadro:

		Criterio de Aceptabilidad*			
Escala del Talud	Consecuencias de Falla**	FdS (min) (Estático)	FdS (min) (Pseudo- estático)		
Banco	Alta-Baja	1.1	NA		
Inter-rampa	Baja	1.15 - 1.2	1.0		
	Media	1.2	1.0		
	Alta	1.2 -1.3	1.1		
General	Baja	1.2 -1.3	1.0		
	Media	1.3	1.05		
	Alta	1.3 -1.5	1.1		

#### Criterios de Aceptabilidad Típicos para FdS Estático y Pseudo Estático

Fuente: Guidelines for Large Open Pit Slope Design (CSIRO 2009)

- Necesita reunir todos los criterios de aceptabilidad.
- \*\* Evaluado semi-cuantitativamente.

Para propósitos de evaluación del Plan de Minado propuesto, se ha adoptado un FdS estático mínimo nominal de 1.2, y un FdS pseudo estático de 1,0 los cuáles son consistentes con los criterios de aceptabilidad que la mina Caypa han usado históricamente.

Al respecto, la organización australiana Commonwealth Scientific and Industrial Research Organization (CSIRO), ha establecido Procedimientos para Grandes Tajos Abiertos o Large Open Pit (LOP) Guidelines. Este LOP sugiere, un rango de 1.2 a 1.5 para factores de seguridad estáticos (FdS) típicos para taludes globales, como Criterio de Aceptabilidad; dependiendo de la consecuencia de falla. Además, de las consecuencias de falla, se debe considerar el nivel de confiabilidad del modelo geotécnico y su metodología de análisis.

Este valor de 1.2 se considera razonable desde el punto de seguridad, y si se opta por mayores FdS a veces no es razonable desde la perspectiva económica. Desde el punto de vista del autor de este trabajo de aplicación, un FdS 1.2 también implica un alto nivel de confianza en el modelo geotécnico y en la metodología utilizada para la validación del plan de minado.

Generalmente, cuando el FdS no reúne el objetivo mínimo, nosotros podríamos primero ver el modo de falla y decidir si es realista o no.

Generalmente, cuando se tenga un FdS que no alcanza el objetivo (1.2 en este caso) lo primero que se tiene analizar el modo de falla. En este proceso, la interpretación del mecanismo de falla es muy importante, puesto que se debe decidir si este modo de falla es realista o no. Si este modo de falla no es realista se descarta y se escoge el modo de falla más realista con un mayor FdS. Si se tiene un moderado o alto nivel de confiabilidad en el modo de falla, el próximo paso será recomendar cualquiera de las siguientes medidas:

El ajuste de la geometría de diseño;

Proveer de despresurización adicional (Pozos de Bombeo y/o
Perforaciones Horizontales);

 Investigaciones para refinar/mejorar el modelo geotécnico o las asunciones de los parámetros de resistencia del macizo rocoso; y

> Realizar más evaluaciones de riesgo expuestos.

#### 7.4. Definición del Coeficiente Sísmico

Para el análisis de estabilidad pseudo estático se tuvieron en cuenta los efectos sísmicos. Para el caso de la Mina Caypa, ubicada en el departamento de la Guajira, en una zona de amenaza sísmica Intermedia, se tienen valor de Aa = 0.10 y Av = 0.15.

El análisis de estabilidad pseudo estático se realizó con un coeficiente sísmico de 0.13g, es decir, el 50% de la aceleración máxima debido al sismo de 475 años

157

de periodo de retorno valorado en 0.25g por el método probabilístico. Por lo tanto, para el análisis en los software se incluyó un valor de 0,13g como fuerza horizontal.

### 7.5. Análisis de Estabilidad con Software Slope/w

El análisis de estabilidad se realizó sobre los 3 perfiles identificados, los cuales fueron generados a partir de los levantamientos topográficos realizados en forma permanente por la mina Caypa y definidos sus estratos como se mencionó anteriormente. El análisis se realizó en el software slope/w, con la metodología de equilibrio límite.

A través de la interfaz gráfica, se importaron los perfiles desde Autocad. El programa por defecto trae para evaluar la estabilidad por medio de Bishop, Fellenius, Janbu, y permite escoger una más, entre las cuales esta: Mogerstern Price, Spencer, cuerpo de ingenieros y otros. Se decidió usar a Spencer como uno de los autores que realiza sumatoria de fuerzas y de momento.

En la modelación con el programa, a cada perfil se le asignaron propiedades, tipos de materiales constitutivos, parámetros geotécnicos y específicamente, no hubo la presencia de nivel freático. Para generar los posibles círculos de falla se dibuja una grilla por fuera del talud y unas líneas tangentes a los círculos que se van a generar desde la grilla, es por eso que se dibuja las líneas paralelas a la superficie de cada talud.

De esta manera, se genera la cantidad de fallas de la grilla y dibuja la falla al menor factor de seguridad en ese rango, es por ello que se toman, en algunos casos, varias superficies críticas de acuerdo a la altura o topografía del talud. En cada uno de los análisis se hizo un modelo estático y uno dinámico introduciendo la respectiva fuerza horizontal de 0.13g. Los factores de seguridad son los siguientes y los dibujos de falla se encuentran a continuación.

158



Figura 58: Perfil E – E` Análisis de Estabilidad.

Fuente: Propia

Figura 59: Perfil E – E` Superficies de Falla y Factor de Seguridad.



PERFIL E-E` SUPERFICIE DE FALLA						
ANALISIS						
Estático Dinámico						
Janbu	0,53	0,41				
Bishop 0,56 0,50						
Fellenius	0,36	0,44				
Spencer 0,63 0,50						

Tabla No. 26: Perfil E – E` Factores de Seguridad.

Fuente: Propia

# Figura 60: Perfil F – F` Análisis de Estabilidad.



PERFIL F-F` SUPERFICIE DE FALLA							
ANALISIS							
	Estático	Dinámico					
Janbu	0.37	0.29					

Tabla No. 27: Perfil F – F Factores de Segurio
--

0,40 Fuente: Propia

0,37

0,32

Bishop Fellenius

Spencer

0,28

0,26 0,33





Fuente: Propia

Tabla No.	28 <sup>.</sup> Perfil G – G	` Factores de	Seguridad
Tublu 140.	20.101110 0	1 0010100 00	oogunaaa.

PERFIL E-E` SUPERFICIE DE FALLA							
ANALISIS							
Estático Dinámico							
Janbu	0,46	0,37					
Bishop	0,39						
Fellenius	0,40	0,38					
Spencer	0,45	0,40					

Fuente: Propia

Como resultado del análisis de estabilidad de los taludes estudiados, se toma el perfil correspondiente al perfil F – F', como sección más crítica y como parámetro de solución con el objeto de proyectar una recomendación a nivel de opción de estabilización estándar a lo largo de toda la pared lateral oriental y en efecto, que cumpla con todas las secciones de los taludes a generar, de esta manera lograr una solución integral.

# 8. ANÁLISIS DE FALLAS EN EL MACIZO ROCOSO<sup>18</sup>

Para este estudio, también se analizó la estabilidad de la roca. La geología estructural del sector tiene como base principal un macizo rocoso conformado principalmente por lito areniscas de color gris claro a oscuro, arcillolitas grises, y shales grises a carbonosos que conforman secuencias granodecrecientes de carácter cíclico.

Como proceso inicial se procedió a analizar el levantamiento de discontinuidades presentes en el sitio, donde se representaron las familias de fracturas más frecuentes por medio de la de proyección estereográfica, con ellas se determinó con el análisis de admisibilidad cinemática los posibles tipos de fallas que puedan ocasionar cualquier deslizamiento en los taludes y después de haber definido los factores de seguridad que son los que van a señalar si los taludes son estables o se encuentran en riesgo de inestabilidad.

Cabe destacar que el análisis de estabilidad en roca se realizará con los mismos perfiles que se analizaron para el suelo, los cuales se pueden observar en planta en las figuras de la No. 72 a la 75.

#### 8.1. Análisis de Proyección Estereográfica

Con la ayuda de proyección estereográfica, como herramienta con la que se busca representar gráficamente las familias de discontinuidades existentes en el macizo, para esto es necesario contar con la información de un levantamiento de diaclasas o fracturas con el fin de tener el conocimiento de las orientaciones con las que estas afectan el sistema rocoso.

<sup>&</sup>lt;sup>18</sup> Prada Chávez, Oscar Daniel. Serrano Plata, Efraín Andrés. Análisis y determinación de la amenaza de inestabilidad de los taludes, generado por su saturación y desembalse, en el proyecto de regulación del rio toná – embalse de Bucaramanga. Tesis para optar el grado de Ingeniero Civil. Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga, 2009.

Para el caso del presente trabajo de aplicación, se tuvo acceso a la información del levantamiento de discontinuidades de la zona que fue realizado por la empresa Geo Minas Ingenieros S.A, a solicitud de la Mina Caypa, el cual, además de proporcionar la dirección y buzamiento de cada fractura determinaron también características geo estructurales del macizo.

Con la utilización de programas computacionales especializados en la proyección estereográfica, en el caso concreto de este proyecto se utilizó el software Dips, creado por Rocscience, en el cual, se introdujo la información de direcciones, buzamientos y frecuencia de las diaclasas para que de forma estadística representara por medio de diagramas, las posibles familias que predominan en la zona.

El programa Dips proporciono gráficamente los resultados por medio de varios diagramas, específicamente los diagramas de densidades o concentraciones y los diagramas de polos y círculos máximos. Los diagramas de densidades muestran el sector en el que se repite la mayor cantidad de diaclasas mientras que los diagramas de polos y círculos máximos representan por medio de puntos cada una de las fracturas con sus respectivos planos de falla.

# - Datos a partir de información de afloramientos

Debido a que la orientación vertical de los pozos impide un registro representativo de las fracturas de alto ángulo o verticales, se tomó información a partir de algunos afloramientos en la mina, la cual se procesó mediante el mismo software obteniendo los siguientes resultados para las familias de diaclasas.





Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012



De la información de afloramientos se obtuvieron los siguientes resultados:

Estructura	Dip/Direction
Familia 1	81°/229°
Familia 2	80°/039°
Familia 3	31°/330°

# - Fallas mineras

Del plano de labores mineras se obtuvo el rumbo de algunas fallas menores que han sido cartografiadas. Esta información carece de datos de buzamiento, pero se realizó el procesamiento con la información de rumbos y asumiendo estructuras verticales. Los resultados se presentan a continuación.







Fuente: Caracterización Macizo Rocoso - Geominas S.A. - 2012

Se identifican 3 familias de fallas mineras con rumbos predominantes: 287°, 315° y 201°. Dos de estas familias coinciden con los diaclasamientos principales.

### 8.2. Análisis de Admisibilidad Cinemática Macizo Mina Caypa

Por medio del análisis de admisibilidad cinemática se determinan los posibles modos de falla que puedan presentarse en un talud, utilizando las direcciones y buzamientos de las familias de discontinuidades predominantes en el macizo establecidas por proyección estereográfica como se vio en el tópico anterior, también se requiere la orientación de los taludes o bloques que se van a analizar con el fin de representar gráficamente las envolventes de afloramiento y de Volcamiento.

Las envolventes de afloramiento y volcamiento del talud son las que van a determinar si este tiende a formar algún tipo de falla ya sea plana, por formación de una cuña o también por vuelco. Una falla plana se da cuando en la envolvente de afloramiento cae un polo de alguna de las familias del sitio mientras que para una falla por cuña deberá caer la intersección entre dos o más familias. Por otro lado, como su nombre lo indica, la falla por vuelco se da cuando dentro de la envolvente de volcamiento cae alguna de las familias del sitio.

Para realizar el análisis de Admisibilidad Cinemática, en las secciones de taludes de la pared Oriental de la mina, se determinó en primera instancia, los datos de dirección de los taludes. Utilizando los planos en planta con curvas de nivel, en el cual, tomando como referencia el norte magnético se midió el azimut (dirección del buzamiento), por otro lado, para determinar el buzamiento o inclinación de los taludes, a partir de las secciones transversales de estos, para luego medir el ángulo de inclinación desde la horizontal.



Figura 64: Dirección del Buzamiento de los Taludes.

Fuente: Departamento Topografía Mina Caypa



Figura 65: Buzamiento – Inclinación de los taludes más críticos.

De esta forma se puede observar que los taludes analizados presentan una dirección de buzamiento de 179° y con pendientes entre los 38° a 45°.

Empleando las orientaciones de las familias de discontinuidades predominantes, resultantes del análisis estereográfico, el programa DIPS Identifica a los polos de cada familia y a los polos de las intersecciones de las familias. Por otro lado, la información definida por el análisis estereográfica, se incluye el rumbo y buzamiento del talud en el Programa y desde allí se obtiene el análisis de admisibilidad cinemática, identificando cada una de las fallas registradas en el macizo y talud.



Figura 66: Concentración de familias y Dirección de talud para Análisis Cinemático.

Para la identificación de las posibles fallas que afectan el macizo rocoso donde se soportan los taludes de la pared lateral oriental de la mina Caypa, a partir del Análisis de Admisibilidad cinemática proporcionado por el DIPS, se obtuvieron las fallas presentes en la pared lateral oriental de la mina.



			0.	00	-	2.70	
			2.	70	-	5.40	
			5.	40	-	8.10	
			8.	10	-	10.80	
			10.	80	-	13.50	
			13.	50	-	16.20	
			16.	20	-	18.90	
			18.	90	-	21.60	
			21.	60	-	24.30	
			24.	30	-	27.00	
Maximum I	Densit	Y	26.86	%			
Contour Data			Pole \	/ecto	ors		
Contour Distribution		Fisher	r				
Counting Circle Size							
Counting Circ	cle Siz	e	1.0%				
Counting Circ Kinematic Ana	cle Siz lysis	e Pla	1.0% anar Slic	ding			
Counting Circ Kinematic Ana Slope	cle Siz lysis 2 Dip	Pla 38	1.0% anar Slic	ding			
Counting Circ Kinematic Ana Slope Slope Dip Direc	cle Siz lysis è Dip tion	Pla 38 18	1.0% anar Slic	ding			
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A	cle Siz lysis e Dip ction ngle	Pla 38 18 20	1.0% anar Slic	ding			
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A	cle Siz lysis è Dip ction ngle	Pla 38 18 20	1.0%	ding	itical	Total	%
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A	le Siz	Pla 38 18 20	1.0% anar Slic 0 9 ng (All)	ding	tical 2	Total 5	<b>%</b> 40.00%
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A	cle Siz lysis e Dip ction ngle lanar S	Pla 38 18 20	1.0% anar Slic 0 o (All) Pole V	ding Cri	tical 2	Total 5	<b>%</b> 40.00%
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A Plo Vector	cle Siz hysis 2 Dip tion ngle anar S ot Mod	Pla 38 18 20	1.0% anar Slic 0 0 9 (All) Pole \ 5 (5 F	ding Cri	tical 2 ors	Total 5	<b>%</b> 40.00%
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A Pl Plo Vecto Hemi	de Siz lysis 2 Dip 2 Dip 2 Dip 2 Dip 2 Dip 2 Dip 3 Di	Pla 38 18 20 lidin	1.0% anar Slic 0 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9 9	cri /ecto	tical 2 ors es)	Total 5	<b>%</b> 40.00%
Counting Circ Kinematic Anal Slope Slope Dip Direc Friction A Plo Vecto Hemi Pro	de Siz lysis Dip tion ngle anar S t Mod r Cour ispher	Pla 38 18 20 lidin	1.0% anar Slid	cri /ecto	tical 2 ors 25)	Total 5	<b>%</b> 40.00%

Figura 68: Falla en Cuña.





Figura 69: Falla por Volcamiento.





De la determinación anterior, se puede establecer que las fallas más predominantes en la pared lateral oriental de la mina, corresponden a fallas tipo planar y por cuñas. Es así, como con la utilización de los programas RocPlane y Swedge, corresponden a la casa Rocscience, se analizan fallas tipo plana y tipo cuña respectivamente, obteniendo la evaluación de estabilidad de los taludes.

# 8.2.1. Falla Plana Analizada

Como se vio en la sección de admisibilidad cinemática, existe la probabilidad de que en la zona de la pared lateral oriental de la mina Caypa, se registren fallas planas, causada por la Estratificación (36º165º) y la familia 1 (30º/187º).

El talud, está afectado por una falla plana que deslizando por el grupo de familias cuya dirección y buzamiento mostrados anteriormente. Debido a que la falla que se presenta es plana se usó el programa RocPlane para modelarla obteniendo entonces los siguientes resultados.





Fuente: Propia.

Figura 71: Resultados Rocplane – Falla Plana.



Factor of Safety	1.83
Driving Force	319.73t/m
Resisting Force	584.68t/m
Wedge Weight	470.14t/m
Wedge Volume	200.91m^3/m
Shear Strength	584.68t/m^2
Normal Force	350.06t/m
Seismic Force	61.12t
Plane Waviness	0.0°

#### Fuente: Propia

Por los factores de seguridad se puede concluir, que es poco probable la afectación de deslizamiento por falla planar en las diferentes condiciones de los taludes que conforman la pared lateral oriental de la mina. El volumen deslizado se da por metro lineal ya que no se conoce la profundidad del bloque debido a que no se tiene una estimación real de la extensión de la junta que se intercepta.

Falla:	Modelo:	F.S.	Volumen:
	Estático	2,2	
Plana	Dinámico	1,80	200,91 m3/m

Fuente: Propia

# 8.2.2. Falla Por Cuña

Las fallas en cuña solo se presentan en el talud, debido a la intersección entre las familias 1 (30º/187º) y 3 (81º/205º) con el plano del talud. Este tipo de falla fue modelado en el software swedge.



Figura 72: Análisis Falla por Cuña Swedge.

Fuente: Propia

La formación por cuña analizada por el programa, arrojo los siguientes resultados:

Falla:	Modelo Análisis:	F.S.	Volumen:
	Estático	1,173	
Cuña	Dinámico	0,89	639,19 m3

Tabla No. 30: Resultados Análisis Falla por Cuña.

Fuente: Propia

Como se puede ver, los factores de seguridad son bajos, lo que permite concluir que es muy probable que los taludes de la pared Oriental de la mina, estén afectados por fallas en Cuña, condición que debe ser analizada para poder establecer un mecanismo ajuste y estabilidad a los diferentes niveles de los taludes actuales y de esta manera prevenir que se siga deslizando volumen de material por este tipo de fracturas.

# 9. ALTERNATIVAS DE MEJORAMIENTO Y/O SOLUCION DE ESTABILIDAD

Con el objeto de proponer las diferentes alternativas de remediación, tendientes a mejorar la estabilidad de la pared lateral oriental de la Mina Caypa y con el objeto de que se proceda a un diseño definitivo de los taludes presentes en esta, de tal manera que se permita retirar el material deslizado y se logre un diseño estable que permita garantizar el funcionamiento de esta pared lateral y sobre todo, se garantice la circulación de la vía, hoy afectada por las eventos de falla registrados.

Para estos efectos, las alternativas de solución, se dividieron en fases, dependiendo las estructuras a estabilizar o a mejorar.

# 9.1. Mejoramiento de los Diseños en los Taludes Afectados

Del Análisis de estabilidad de los taludes que conforman la pared lateral oriental de la mina, se pudo establecer que la sección más crítica, corresponde a la del talud tipo F-F`, caracterizada por tener las mayores inclinaciones conformadas, por registrar los movimientos en masa activos y está afectado por las fallas en cuña, según los análisis de estabilidad del macizo.

Teniendo en cuenta la magnitud y extensión de los taludes conformados en la pared lateral oriental de la mina Caypa, se considera proponer medidas de mejoramiento de la estabilidad con el rediseño de los taludes, esto es, mejorar las pendientes, garantizar bermas adecuadas y proponer alturas seguras, según las características geomecanicas evaluadas con anterioridad.

En este sentido, se procedió a mejorar las condiciones de inestabilidad, a través de Corrección por Modificación de la geometría de cada uno de los taludes o bancos que conforman la pared lateral oriental. De esta manera, el perfil del talud crítico, se dividió en zonas, teniendo en cuenta las partes con factores de seguridad bajos y aquellas zonas de mejor estabilidad, desde las cuales de soportaran las nuevas secciones.



Figura 73: Zonificación Sección Critica – Talud a Estabilizar.

Como se puede observar en la figura anterior y según los resultados de estabilidad, las zonas de especial cuidado corresponden a las No. 4 y No. 5, las cuales, registran alturas promedio de 30 m y pendientes superiores a los 45º.

Teniendo en cuenta las características de funcionamiento y operación de la mina Caypa, se definió que la pared lateral oriental, no es objeto de avance de explotación, ya que, esta se constituye en un límite de propiedad de la mina, terminando su extensión en linderos con predios vecinos, precisamente en forma contigua con la vía de acceso y/o circulación pública.

Con base a procedimientos de básicos de diseño geométrico de minas a cielo abierto, se establecieron parámetros que definieron las nuevas dimensiones de los taludes y bancos que permitirán un comportamiento estable de la pared oriental.

Dentro de las actividades permanentes en una explotación minera se encuentra la construcción o habilitación de accesos. En un tajo de mineral a cielo abierto, se

Fuente: Propia

requiere ir coordinando la ejecución de las actividades productivas diarias con la ejecución de las actividades que tienen relación con la construcción de accesos, las cuales tendrán que satisfacer las siguientes restricciones:

- Debe permitir el acceso libre y seguro a la zona determinada.
- Debe permitir el acceso a tiempo a la zona determinada, de acuerdo al programa de producción.
- Debe cumplir con las restricciones geométricas de los equipos y las actividades.
- Debe cumplir con las restricciones geomecánicas del sector.
- Debe permitir la extracción de todo el material relacionado con el sector.
- Debe permitir la realización de actividades paralelas en completa seguridad.

Los componentes geométricos de un talud minero permiten realizar el proceso de optimización y de diseño operativo de los tajos de explotación, aspectos que son fundamentales a la hora de establecer un programa de producción y dar valor económico al negocio minero. Los componentes geométricos además de ser relevantes en términos económicos, lo son también en términos de seguridad operativa, pues éstos están asociados a un criterio de aceptabilidad del diseño que permite conocer la estabilidad de los taludes del tajo.

Como se ha escrito anteriormente, la construcción los accesos y conformación de los taludes, deberá cumplir con restricciones geométricas y geomecánicas, de modo de garantizar que los equipos que por ellos circulen lo hagan en condiciones adecuadas a su operación, evitando el deterioro prematuro de los equipos y los accidentes. En lo que respecta a la geometría, se puede mencionar que los accesos habilitados deberán regirse por las restricciones geomecánicas de la mina, ya que deben estar exentos de cualquier riesgo de inestabilidad.

Dentro de la geometría de los de los taludes y sus accesos, se puede destacar:

- Ancho de Bermas.

- Ancho de Cunetas.
- Pendiente.
- Ángulo de la pared del camino (corte o relleno).



Figura 74: Componentes geométricos de un Talud Minero.

Fuente: Vallejos, Javier. 2012. Apuntes Curso Mecánica de Rocas. Universidad de Chile.

Tal como puede ser observado en la anterior, los principales componentes geométricos de un talud minero son:

 Ángulo cara de banco: Corresponde al ángulo que es formado entre el plano horizontal y la pared del banco. En la mayoría de los rajos abiertos de roca dura posee rangos entre los 55° y los 80°<sup>19</sup>.

<sup>&</sup>lt;sup>19</sup> Hustrulid, W., Kuchta, M., Martin, R. 2006

- Ancho de berma: Es la distancia medida entre la pata del banco y la cresta del banco.
- Ángulo inter-rampa: Es el ángulo entre la pata del talud por donde pasa un segmento de rampa y la pata del banco inmediatamente superior.
- Ángulo global de talud: Es el ángulo medido entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta la superficie topográfica original.
- Altura de talud global: Corresponde a la altura proyectada en el eje vertical entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta a la superficie topográfica original.
- Ancho de rampa: Corresponde al ancho del segmento por donde circularán los equipos de transporte.
- Altura de banco: Es la altura que típicamente debe adaptarse a las características del equipo de carguío que operará en la mina.

La determinación de los componentes geométricos de un talud minero está basada en criterios de aceptabilidad del diseño en conjunto con los requerimientos de la operación minera. El criterio de aceptabilidad del diseño minero típicamente está expresado en función del factor de seguridad, que es la relación existente entre las fuerzas resistentes y las fuerzas solicitantes.

En el presente estudio, se evaluó la factibilidad de la pared lateral oriental. Para el diseño de las paredes del talud, la estabilidad mecánica fue cuantificada en términos del factor de seguridad y la probabilidad de falla. El criterio de aceptabilidad para la estabilidad de los taludes que se usó fue el siguiente:<sup>20</sup>

<sup>&</sup>lt;sup>20</sup> Hormazábal, E., Rovira, F., Walker, M., C.Carranza-Torres. 2009

- Escala de Banco: *FS*>1.1 *y* probabilidad de Falla <30%
- Escala Inter-rampa: FS>1.2 y probabilidad de Falla (PoF)<10%
- Escala Global: FS>1.3 y probabilidad de Falla (PoF)<5%

Tabla No. 31: Resumen de factores de seguridad para diferentes escalas de Talud.

Escala de Talud	Consecuencia de la falla	FS	PoF (P[FS ≤ 1])
Banco	Baja – Media	1.1	25% - 50%
Inter-Rampa	Baja	1.15 - 1.2	25%
	Media	1.2	20%
	Alta	1.2 - 1.3	10%
Global	Baja	1.2-1.3	15% - 20%
	Media	1.3	5% - 10%
	Alta	1.3-1.5	≤ <mark>5</mark> %

Fuente: Weseloo, Johan., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 9

Normalmente el proceso de diseño parte con la división en dominios que tienen características geológicas, geotécnicas y estructurales similares. Las características de cada dominio pueden ser usadas para formular un diseño geotécnico. Esta formulación implica una evaluación de los factores críticos que van a determinar el potencial modo de falla que puede presentar cada uno de los dominios a escalas de banco, inter-rampa y global.<sup>21</sup> Una vez que los modos de falla han podido ser identificados y cuantificados, los diseños se basan en un cierto nivel de aceptabilidad que va a estar definido de acuerdo a las políticas de la compañía y a las normas regulatorias.

En el caso de rocas duras, son las estructuras las que determinan el modo de falla<sup>22</sup>. De esta manera los dominios geotécnicos se dividen en sectores para realizar un

<sup>&</sup>lt;sup>21</sup> Lorig, Loren., Stacey, Peter., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design.

<sup>&</sup>lt;sup>22</sup> Lorig, Loren., Stacey, Peter., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 10

análisis cinemático del modo de falla que pueden presentar las estructuras a una escala de banco. Estos modos de falla, como ya se analizó, pueden ser por cuñas o planas.

Normalmente a escala de banco las variables más relevantes son:

- Ángulo de Cara de Banco. Este ángulo debe ser tal que permita una operación segura para la personas y equipos que van a estar operando. Se determina a través de un análisis cinemático.
- Altura de Banco. La altura de banco va a estar sujeta al tipo equipo de carguío que se utilizará en la operación.
- Ancho de Berma. El ancho de berma debe ser de tal envergadura que permita la contención del desprendimiento de material, o bien de caída de roca desde bancos superiores. Una fórmula empírica que es utilizada en algunas operaciones mineras a cielo abierto viene dada por la fórmula de Ritchie modificada de acuerdo a Richard Call<sup>23</sup>.

Ancho Berma [m]=(0.2\*Altura Banco+4.5) [m]

En el caso de un macizo rocoso con fracturas muy próximas entre sí o bien en roca altamente lixiviada, no existe un patrón estructural definido y la superficie deslizante es libre de encontrar la línea de menor resistencia. Esta situación también es aplicable en taludes muy profundos en donde las características estructurales poseen una distribución que no está definida<sup>24</sup>. Observaciones de las fallas que ocurren en estos materiales sugieren que la superficie de deslizamiento toma una forma circular<sup>25</sup>.

<sup>&</sup>lt;sup>23</sup> Storey, Andrew. 2010. Design Optimization of Safety Benches for Surface Quarries through Rockfall Testing and Evaluation

<sup>&</sup>lt;sup>24</sup> Hustrulid, W., Kuchta, M., Martin, R. 2006. Open Pit Mine Planning and Design.

<sup>&</sup>lt;sup>25</sup> Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.
El análisis de equilibrio límite se aplica para el diseño geotécnico a escala inter-rampa o global, cuando el modo de falla es controlado por la resistencia del macizo rocoso. A escala inter-rampa se suele introducir una berma geotécnica cuando se alcanza la altura inter-rampa (una berma geotécnica o "catch berm" es una berma con un ancho mayor que la usada comúnmente para cada banco).

# 9.1.1. Métodos Empíricos para Determinar el Ángulo Global de un Talud

En una etapa temprana de un proyecto, cuando los datos son limitados y el modelo geotécnico aún no ha sido totalmente desarrollado, los gráficos empíricos pueden ser extremadamente útiles para establecer y/o revisar el diseño de taludes, teniendo siempre en mente sus limitaciones<sup>26</sup>.

El principal gráfico empírico que se usa como referencia es el gráfico de Hoek que relaciona el ángulo de talud con la altura de talud, basado en taludes estables e inestables. Sin embargo, este gráfico no tiene asociado la caracterización de los datos geotécnicos de los taludes y por lo tanto tiene un gran nivel de incertidumbre. Teniendo en cuenta estas limitaciones, el gráfico de Hoek puede proveer una primera aproximación. Por ejemplo, permite ver que un talud de 200 metros con un ángulo global de 65° sería difícilmente estable.

<sup>&</sup>lt;sup>26</sup> Lorig, Loren., Stacey, Peter., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 10.



Figura 75: Altura de talud v/s ángulo de talud para el gráfico empírico.

Fuente: Vallejos, Javier. 2012. Apuntes Curso Mecánica de Rocas. Universidad de Chile.

Para el análisis de estabilidad por equilibrio limite, tal como se evaluó anteriormente, el Factor de seguridad de verificación para el dimensionamiento final de la pared lateral oriental de la mina, corresponde a 1.2.

#### 9.1.2. Características de una Sección Típica de Circulación

En consideración a los diferentes aspectos de funcionamiento de la mina y principal uso de los taludes registrados en la pared oriental, es preciso revisar componentes geométricos como, el ancho de las rampas, la cuales, quedan definidas por el ancho de los equipos que circularan, más ciertos componentes necesarios para satisfacer los requerimientos de seguridad de la operación minera.





Fuente: Karzulovic, Antonio., Read, John. 2009. Guidelines for Open Pit Design. Capítulo 5

Cabe destacar que el criterio mostrado para la determinación del ancho de rampa es usado por minas más grandes a nivel mundial. De esta forma el ancho de rampa queda definido por la ecuación que se muestra a continuación.

Ancho rampa:= $4(A2)+2A+2B^{27}$ 

Donde:

A:= ancho del camión

B:= ancho de los pretiles en la base

Figura 77: Esquema de los elementos que determinan el ancho de rampa.



Fuente: Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.

<sup>&</sup>lt;sup>27</sup> Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.

La zanja se construye con el fin de canalizar las aguas de drenaje. Al no canalizar dichas aguas se corre el riesgo de que estas dañen y corten los caminos. Las zanjas por lo general tienen un ancho de 1 metro por una profundidad de 50 centímetros, lo cual dependerá de las condiciones de drenaje de la zona (lluvias, escurrimientos superficiales o subterráneos).

Las cunetas tienen por objetivo detener o contener a los vehículos en caso de emergencia, por ello la cuneta que está hacia el rajo tendrá que ser más alta de modo que pueda detener efectivamente a cualquier vehículo en una emergencia sin que caiga. Comúnmente se utiliza como altura de cuneta hacia el rajo la mitad del diámetro de las ruedas en los equipos que transitan en el camino (camiones). Lo ideal es definir la altura considerando la pendiente del tramo, la resistencia a la rodadura, el tamaño de los equipos y en lo posible tener de referencia una prueba empírica de la situación.

El ancho y altura de las cunetas en la base queda definido, en función de una altura igual a la mitad del diámetro del neumático del camión. Si se considera un ángulo de reposo de 37° del material del pretil, más un ancho de 0.5 metros en la parte superior de éste, entonces resulta directo calcular el ancho en la base inferior de la cuneta.



Figura 78: Esquema Dimensionamiento Cuneta.

Fuente: Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.

Matemáticamente el ancho de la cuneta, se puede expresar como se muestra en la siguiente ecuación:

#### $B = 2 * d2 \tan 37^{\circ} + 0.5^{28}$

Donde:

d:= diámetro del neumático del camión.

# 9.1.3. Determinación componentes Geométricos Pared Lateral Oriental

#### 9.1.3.1. Altura de Banco y Berma

Una altura de banco que es perfectamente factible si se requiere tener cierta selectividad es una altura de banco de 10 metros. A modo que, en una mina a cielo abierto, en donde en el caso de los taludes de la pared oriental, donde no hay avance de excavación o explotación que se opera de manera medianamente selectiva, se puede utilizar esta altura de banco similar a la mencionada para poder tener acceso o circulación.

Usualmente la altura del bloque corresponde a la altura del banco. Por este motivo se procedió a realizar un rebloqueo del modelo original a bloques con una altura de 10 metros. Es importante mencionar que para esta modelación se utilizarán bancos dobles en la medida de lo posible.

El ancho de la berma, para un alto de banco de 20m, se definirá entonces:

Ancho Berma [m]=(0.2\*Altura Banco+4.5) [m]Ancho Berma [m]=(0.2\*20+4.5) [m]Ancho Berma = 8,5 m

<sup>&</sup>lt;sup>28</sup> Wyllie, Duncan., Mah, Christopher. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and Mining.

#### 9.1.3.2. Altura Inter-Rampa a partir del Análisis de Estabilidad de Banco

A continuación, se calculará un ángulo cara de banco que sea estable para cada uno de los escenarios considerados de acuerdo a un FS aceptable a escala de banco. En base a un FS de 1.2 es aceptable a escala de banco.

Para este caso de estudio se realizó un análisis de equilibrio límite en el dominio 1 para poder determinar el FS de un banco doble (20 metros) al asumir un ángulo de 87°, según la gráfica No. 93.



Figura 79: Componentes Geométricos de Talud a Escala de Banco.

Donde:

Q= Quebradura del banco

B=Ancho de berma

HB=Altura de banco

αB=Ángulo cara de banco

αIRA=Ángulo inter-rampa

Con los parámetros mencionados se pueden definir las siguientes ecuaciones:

 $Tan\alpha IRA = HB / B + Q \quad [1]$ 

 $Tan\alpha B = HB / Q$  [2]

Reemplazando [2] en [1] se obtiene:

 $Tan\alpha IRA = HB / [(HB / tan\alpha B) + B]$ [3]

Considerando el criterio del autor del presente trabajo y de acuerdo a la revisión bibliográfica realizada, los valores del FS aceptable a escala inter rampa y su relación con el FS aceptable a escala global para cada escenario se detallan en la siguiente Tabla:

Tabla No. 32: Relación entre el valor del FS aceptable a escala inter-rampa y el FS aceptable a escala global según escenario.

Escenario	FS Global	FS Inter-rampa
Conservador	1.4	1.3
Neutro	1.3	1.2
Agresivo	1.2	1.1

De esta manera se puede obtener la altura inter-rampa para cada escenario por medio de un análisis de equilibrio límite. A continuación, se resumen los componentes geométricos de talud a escala de banco e inter-rampa.

Tabla No. 33: Componentes geométricos de talud a escala de banco e inter-rampa.

Escenario	Agresivo:	Neutro:	Conservador:
F.S Inter-Rampa Aceptable	1,2	1,2	1,3
Angulo cara de Banco (º)	87	87	87
Altura Banco Doble (m)	20	20	20
F.S Banco	1,46	1,46	1,46
Ancho Berma (m)	8,5	8,5	8,5

Angulo Inter-Rampa (º)	64,5	64,5	64,5
Altura Inter Rampa (m)	180	120	100
F.S. Inter – Rampa	1,10	1,23	1,3

Fuente:	Propia
---------	--------

# 9.1.3.3. Determinación de la Cantidad de Bermas Geotécnicas en el Talud en Base al Factor de Seguridad Aceptable a Escala Global

En esta parte se hará un análisis a escala global para obtener el ángulo de talud de acuerdo al FS aceptable para cada escenario. En base a este análisis se calculó el número de bermas geotécnicas necesarias de forma tal que se alcance el ángulo global de talud utilizando los componentes geométricos del talud a escala de banco e inter-rampa detallados en la Tabla anterior y asumiendo un número de rampas *a priori* en el talud global.

La berma geotécnica se suele utilizar cuando la altura entre 2 rampas es mayor a la altura inter-rampa. En estos casos se deja una berma mayor a la definida mediante la fórmula de Ritchie. De acuerdo a la experiencia e información proporcionada en la mina Caypa, esta berma puede tener un ancho de 20 metros.

Para efectos de este trabajo, se tomará una profundidad de talud global de 200 metros. Para la determinación de la profundidad de talud recién mencionada se tomó como referencia una cota base de la topografía y una cota inferior del modelo de bloques de 230 metros, que corresponde a la profundidad máxima que alcanza el modelo de bloques en el presente estudio.

De esta manera, y con base al perfil de la sección critica de inestabilidad, se procede a escoger un ángulo de 41° para una altura de talud de 200 metros y se hace la comprobación del factor de seguridad a través de software de elementos finitos.

Para poder determinar la cantidad de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud, a continuación, se muestra una figura que permite visualizar el talud a escala global y posteriormente se presentan las ecuaciones que permiten calcular su ángulo.



Figura 80: Componentes geométricas de talud a escala global.

De donde, se pueden identificar y definir los siguientes parámetros:

r=Ancho de rampa B=Ancho de berma HG=Altura de talud global HIRA=Altura inter-rampa αG=Ángulo global de talud αIRA=Ángulo inter-rampa dG=Distancia horizontal global dIRA=Distancia horizontal inter-rampa N=Número de rampas.

Se pueden establecer las siguientes ecuaciones:

 $\tan \alpha G = HG / dG [4]$ dG = (N+1)dIRA + (r-B)N-B [5] $Tan\alpha IRA = HIRA / dIRA [6]$ 

*HIRA=HG / N*+1 [7]

Reemplazando las Ecuaciones [6] y [7] en la Ecuación [5] se obtiene:

 $dG = (HG / \tan \alpha IRA) + (r - B)N - B [8]$ 

Reemplazando la Ecuación [8] en la Ecuación [4] se obtiene:

 $\tan \alpha G = HG / (HG / \tan \alpha IRA) + (r - B)N - B$  [9]

Al introducir bermas geotécnicas en el talud se obtiene la siguiente ecuación:

 $\tan \alpha' G = HG / (HG / \tan \alpha IRA) + (r - B)N - B + n(C - B)$ 

Donde:

 $\mathcal{C}$ := ancho de la berma geotécnica.

 $n \coloneqq$  número de bermas geotécnicas incorporadas en el talud.  $\alpha'G \coloneqq$  nuevo ángulo de talud global al incorporar bermas geotécnicas. Donde  $\alpha'G < \alpha G$ .

En la siguiente tabla, se muestra el número de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud para cada escenario. Para este cálculo se tomaron los siguientes supuestos.

- Número de rampas presentes en el talud global: 3 rampas.
- Ancho de Rampa: 30 metros

Tabla No. 34: Número de bermas geotécnicas necesarias a incorporar en el talud global

Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
F.S. Global Aceptable	1,2	1,3	1,4
Numero de Rampas	3	3	3
Ancho de Rampa (m)	30	30	30
Angulo Global Talud (°)	41	41	43,2
Altura Global del Talud (m)	200	200	200
F.S Global	1,22	1,32	1,4
Bermas Geotecnicas	5	8	11

Fuente: Propia

Tal como se puede apreciar de la Tabla 34, el número de bermas geotécnicas que hay que incorporar en forma adicional al número de rampas no corresponden a un número razonable de implementar en la operación. En efecto, si se toma el caso más conservador correspondiente a un FS aceptable de 1.4 a escala global, entonces el número de bermas geotécnicas adicionales que habría que incorporar en el talud es de 11. Si se toma en cuenta que la altura de talud global es de 200 metros, entonces habría que incorporar bermas geotécnicas cada 20 metros aproximadamente, lo que no resulta consistente con la altura inter-rampa calculada anteriormente y que se muestra en la **Tabla 34**. Desde este punto de vista resultaría razonable bajar el ángulo cara de banco y ajustarlo al ángulo de talud global.

# - Componentes Geométricos de Talud al Bajar Ángulo Cara de Banco

En esta sección se mostrarán los componentes geométricos del talud considerando el ángulo cara de banco ajustado al ángulo de talud global tomando en cuenta los siguientes supuestos:

- Número de rampas presentes en el talud global: 3 rampas.
- Ancho de Rampa: 30 metros.

Tal como se puede observar, el hecho de tener un ángulo cara de banco ajustado al ángulo global de talud, permite cumplir con el FS a escala global sin necesidad de tener un diseño que implique llenar con bermas geotécnicas. En este caso se puede observar que dada la altura inter-rampa calculada (200 metros para los 3 escenarios) y considerando el número de rampas que se está asumiendo *a priori* en el talud, no resulta necesario introducir bermas geotécnicas. En base a este argumento, se puede concluir que para este trabajo resulta mucho más razonable bajar el ángulo cara de banco para que se ajuste al ángulo global de talud, conclusión válida sólo para este caso de estudio.

De esta manera se presentan las Tablas 34 y 35 con el resumen de los componentes geométricos de talud global considerados para cada uno de los dominios, para utilizarlos como datos de entrada en la etapa de verificación geométrica y de estabilidad por elementos finitos.

Escenario	Agresivo	Neutro	Conservador
F.S. Global	1,2	1,3	1,4
Aceptable			
Angulo Cara de	78,1	72,3	65,8
Banco (°)			
Altura Banco	20	20	20
Doble (m)			
F.S Angulo cara	1,92	2,15	2,45
de Banco			
Ancho Berma (m)	8,5	8,5	8,5
Angulo Inter	57,6	53,5	48,8
Rampa (°)			
Altura Inter Rampa	60	60	60
(m)			
F.S Inter Rampa	1,11	1,2	1,3
Numero de	3	3	3
Rampas			
Ancho de Rampas	30	30	30
(m)			

Tabla No. 35 : Componentes Geometricos en el talud global

Angulo Global del	50,8	41	43,5
Talud (°)			
Altura Global del	200	200	200
Talud (m)			
F.S. Global	1,2	1,3	1,4
Ancho Bermas	20	20	20
Geotécnicas (m)			
Bermas	0	0	0
Geotécnicas			

Fuente: Propia

Por ultimo y tal como fuera mencionado en capítulos anteriores, el ancho de rampa queda definido en función del equipo de transporte más grande que estará presente en la operación. Se asume entonces que el equipo de mayor envergadura que podrá circular en la mina, corresponde a un camión aproximadamente de 90 toneladas, un equipo que posee una capacidad de 91 toneladas metricas. Este equipo tiene 5,48 m de ancho. El diámetro del neumático es de 2,36 metros. Reemplazando en la ecuación, da un valor del ancho de la base de la cuneta de 3,6 metros, se asume 4 metros. De acuerdo a esto el ancho de la rampa tiene un valor de 30 metros.



Figura 81: Dimensión de parámetros operacionales que definen el ancho de rampa.

# 9.2. Verificación Estabilidad Taludes Corregidos Geométricamente

Teniendo en cuenta la corrección geométrica realizada, a través de análisis de elementos finitos, se hace la verificación de estabilidad de los taludes propuestos. A partir del siguiente perfil, se evalúan los factores de seguridad definitivos como solución propuesta.

Figura 82: Sección de Solución propuesta.



Fuente: Propia





Fuente: Propia

Después de realizar la verificación de estabilidad por equilibrio limite, análisis por elementos finitos, se obtuvo un F.S de 1,07. Por tal razón se debió ajustar las dimensiones geométricas propuestas y continuar con la evaluación de estabilidad, hasta encontrar las secciones adecuadas, que cumplan con los factores de seguridad propuestos.

Para este efecto, se decidió dividir la pared lateral oriental de la mina Caypa, en dos dominios o módulos, que permitieran de manera independiente manejar diferentes ángulos de bancos, alturas, anchos de rampas y bermas, de esta manera modelar de una manera más apropiada las secciones geométricas a evaluar.



Figura 84: Parámetros Geométricos definitivos de la Pared lateral Oriental.

Fuente: Propia

Con los parámetros geométricos mostrados en la figura anterior, el análisis de estabilidad de los taludes por equilibrio limite, nos arroja un F.S. mínimo para las

superficies de falla más crítico de 1,204. Cumpliendo asi con lo especificado y siendo una organización estable como solución en la pared lateral oriental de la mina Caypa.



Figura 85: Comprobación Estabilidad taludes definitivos parad lateral Oriental.

Fuente: Propia

	Agresivo		
Escenario	Módulo 1	Módulo 2	
F.S. Global	1,2	1,2	
Aceptable			
Angulo Cara de	20	49	
Banco (°)			
Altura Banco	20	20	
Doble (m)			
Ancho Berma (m)	8,5	8,5	
Angulo Inter	20	49	
Rampa (°)			
Altura Inter Rampa	30	30	
(m)			
Numero de	3	3	
Rampas			
Ancho de Rampas	20	30	
(m)			
Angulo Global del	20	49	
Talud (°)			
Altura Global del	245		
Talud (m)			
F.S. Global	1,26	1,204	

Tabla No. 36: Componentes Geometricos Definitivo Taludes Pared Lateral Oriental.

Fuente: Propia

# 9.3. Análisis de Estabilidad y Alternativa de solución Vía de Acceso Perimetral

Contigua a la pared lateral oriental de la mina Caypa, se encuentra un tramo de Vía de acceso perimetral, la cual, corresponde a una carretera sin capa de rodadura, en material granular consolidado. Cuyos parámetros geométricos se muestran a continuación:



Figura 86: Características Geométricas Vía Acceso perimetral.

Fuente: Propia

Esta carretera, se encuentra por fuera de las instalaciones de la mina, tiene un ancho promedio de 8,50 metros y una longitud de afectación comprometida con la inestabilidad de los taludes superiores de la pared lateral oriental de 380 metros.



Fotografía No. 7: Vista Panorámica Vía de Acceso, paralela a la Pared Lateral Oriental

Fuente: Propia



Fotografía No.8: Panorámica Vía de Acceso - Sentido Sur Norte.

Fuente: Propia

Debido a los diferentes procesos de movimientos en masas registrados en los taludes superiores de la pared lateral oriental de la Mina, los cuales se encuentran en una franja contigua y/o paralela a la vía de acceso, se han generados deslizamientos, perdida de material, grietas de tracción y hasta perdida de la sección próxima a la vía, generando el riesgo inminente de que se vayan registrando deslizamientos progresivos que lleven a la perdida considerable de la banca, situación que se constituye en agravante, pues sobrepasaría los límites de propiedad de la mina Caypa, afectando así, terrenos particulares.

Fotografía No.9: Vista en detalle Grietas de Tensión en taludes superiores a lado de la via de acceso.



Fuente: Propia

# Fotografía No.10: Vista en detalle Perdida de Sección – Área de la Vía por Inestabilidad de Taludes.



Fuente: Propia

A la fecha, las condiciones de inestabilidad de la pared lateral oriental de la mina Caypa, hacen que la esté en máximo riesgo la estabilidad del tramo circundante de la Vía de Acceso, paralelo a los límites de los predios de la mina.

Tal como se ha estudiado, los movimientos de masa de los taludes de la pared oriental, se encuentran activos y generan periódicamente en forma sistemática desprendimientos de material, situación que ha venido empeorando las condiciones de seguridad de la margen de la vía, específicamente a la conservación de la sección transversal de esta.



Fotografía No. 11: Panorámica Afectación taludes superiores

Fuente: Propia

Fotografía No. 12: Detalle perdida de sección transversal de la via por inestabilidad taludes



Fuente: Propia

Fotografía No. 13: Vista General Movimientos en Masa en Taludes Superiores



Fuente: Propia

Como se ha podido observar, la estabilidad de la vía, está afectada por la dinámica registrada en los taludes de la pared lateral oriental de la mina y en específico en los taludes superiores, los cuales, registran mayor deterioro, perdida de material y movimientos activos, la solución para la vía, está determinada a su vez por las alternativas de solución especificada para los taludes mencionados.

Dichas alternativas de estabilización para los taludes superiores de la pared lateral oriental, se basan fundamentalmente en el rediseño geométrico de estos taludes, de tal manera que, con un factor de seguridad mínimo de 1,2, se puede lograr una conformación generalizada que permita un comportamiento estable de todo el sistema y sobre todo la conservación de la vía.

Es preciso indicar, que dentro de la alternativa de solución propuesta para la estabilidad de los taludes, se ha planteado la reconformación geométrica de la pared lateral, esta actividad necesariamente y ante la magnitud en extensión de la zona, consistirá principalmente en el corte y retiro de una cantidad considerable de material, inicialmente del material suelto ya fallado y posteriormente el corte o disminución de la sección en espesor del material en los taludes superiores, como medida de descarga sobre los taludes intermedios e inferiores y como parte de rediseño en alturas, ángulos de bancos, bermas, anchos de rampas en general.

Estas actividades, generaran necesariamente una nueva sección geométrica estable de los taludes, que llevaran consigo cortes de material y acortamientos en el área de sección transversal de la vía, situación que hace necesario el desplazamiento del alineamiento horizontal de la carretera hacia zonas privadas que tendrán que ser adquiridas como predios de la mina Caypa y que se constituye en la alternativa más viable, en función de la estabilidad global del área estudiada.

Con el objeto de poder delimitar los alcances y saber con cierta exactitud el alineamiento horizontal y vertical del trazado vial a mejorar, se procedió comparar las secciones transversales actuales de la pared lateral oriental con la sección propuesta como alternativa de remediación. De esta manera se pudieron establecer las

208

distancias máximas de retiro a tener en cuenta para que los taludes superiores de la pared lateral se conformen de manera segura y en ninguna forma, la vía de acceso se replantee y se trace con suficiente margen de amplitud, garantizando su estabilidad.



Figura 87: Sobreposición sección actual y proyectada de los taludes.

De este análisis de sobre posición, con el rediseño geométrico de los taludes y con base a los resultados de estabilidad, se puede establecer que para que la sección de la vía, este acorde con los nuevos alineamientos de la pared lateral oriental de la mina, se debe desplazar cien (100) metros desde el cercado actual que delimita el perímetro de la mina, hasta los predios laterales de la vía.

Esto requiere entonces, las gestiones por parte de la mina para poder adquirir una nueva franja por donde debe materializarse de forma estable la vía. Por otro lado, bajo esta recomendación, es preciso, realizar nuevos diseños geométricos de la vía existente, teniendo en cuenta este retiro de 100 m, con respecto a la línea proyectada de los límites con los taludes superiores de la pared lateral oriental.

Fuente: Propia:



Fotografía No. 14: Esquema Trazado y retiro de la Via de Acceso.

Fuente: Propia

#### **10. CONCLUSIONES**

- La cuenca carbonífera del Cerrejón en la que se encuentra la mina Caypa, está localizada en la subcuenca media del Valle del Río Ranchería, una región semidesértica con una precipitación media de 800 mm/año y una extensión de aproximadamente 600 Km<sup>2</sup> que hace parte de una estructura monoclinal Cretácico–Terciaria inclinada entre 5° y 45° hacia el SE, cubierta discordantemente por depósitos inconsolidados Cuaternarios de origen fluvial.
- La estructura monoclinal está constituida por rocas Cretácicas carbonatadas y Terciarias detríticas, limitadas al Sur-Oriente por la falla de cabalgamiento Cerrejón y afectada por la Falla del Ranchería, con algunos plegamientos menores hacia su parte meridional.
- Específicamente la mina Caypa se encuentra ubicada sobre rocas pertenecientes a la Formación Cerrejón. La secuencia litológica de la Formación Cerrejón presente en esta mina tiene un espesor aproximado de 680 m y consiste esencialmente de lito areniscas de color gris claro a oscuro, arcillolitas grises, shales grises a carbonosos y mantos de carbón explotables, que conforman secuencias granodecrecientes de carácter cíclico.
- La zona de estudio, está influenciada principalmente por las fallas del Cerrejón y La Falla de Ranchería, donde se desprenden las fallas menores de Palotal, Falla la Puente y Falla Corazonal.
- Debido a la influencia de una falla geológica activa, la alteración de los geomateriales estériles que conforman la banca y taludes viales, la dinámica hidráulica de las aguas subterráneas que fluyen hacia el fondo de las excavaciones, a medida que estas progresan, han dado origen a eventos de inestabilidad de los taludes de avance vertical, caracterizados por procesos de

movimiento en masa con movilización importante de material, originando pérdida de la estabilidad general en los frentes de excavación y obstrucción de accesos, lo cual ha conllevado a dificultades de retiro de materiales, situaciones de inseguridad en las operaciones mineras y limitaciones en la producción.

- Gran parte de la información utilizada para el modelamiento geotécnico se tomó de la lectura de los núcleos de perforación de campañas de pozos realizada en estudios de mediciones y caracterización existente en la mina Caypa.
- Para el estudio de las discontinuidades, se consideró la información colectada en el logueo de los pozos de perforaciones hechas en la pared lateral oriental. Esta información fue analizada inicialmente para cada pozo y luego en conjunto mediante redes estereográficas utilizando el software Dips, determinando las principales estructuras de discontinuidades, las cuales se describen a continuación.

Afloramientos		
Estructura	Dip/Direction	
Familia 1	81°/229°	
Familia 2	80°/039°	
Familia 3	31°/330°	

 Se realizó la caracterización geomecánica de las distintas litologías que se presentan en el área del proyecto con base en ensayos como el de carga por punta y el de tracción indirecta, además de ensayos de compresión uniaxial. Como conclusión de esta actividad, se tiene que todas las litologías pueden describirse como débiles, con valores de resistencia en el orden de 5 MPa a 25 MPa, aunque pueden encontrarse valores por fuera de este rango, tanto superiores como inferiores.  Mediante la representación espacial de algunas de las características geomecánicas de la roca y de los rangos de calidad del macizo, se generó el modelo de zonificación geotécnica, considerando los datos aportados por la exploración del subsuelo. Los Resultados de la litología de la zona estudiada son:

Profundidad (m)	Litología	RQD	Jn	Jr	Ja
11,0 - 23,0	Arcillolita y manto M110	50,0%	2,0-9,0	1,0-2,0	1,00 - 3,00
23,0 - 33,0	Arcillolita carbonosa y lodolita con laminación lenticular	86,31%	2,0	1,0-2,0	1,00 - 3,00
33,0 - 38,0	Lodolita a lodolita arenosa y manto M106	46,1%	20,0	2,0-3,0	1,00
38,0 - 218,4	Arenisca de grano medio maciza con laminaciones de lodolita. Lodolita maciza carbonosa	89,48%	2,0-9,0	2,0-3,0	1,00

• Con base a los resultados de laboratorio realizados, los parámetros de resistencia encontrados, corresponde a:

Litología	γ <sub>h</sub> (KN/m³)	C´(Mpa)	φ(°)
ARC	21.99	5.879	14.798
LM	24.32	6.656	35.716
MS	24.36	9.545	15.752
SM	25.12	9.767	25.978
SS	24.47	10.456	31.885

 Utilizando la clasificación de Q de Barton, se evaluó la calidad del macizo rocoso presente en la pared lateral oriental de la mina, el cual, se muestra a continuación:

Profundidad (m)	Clasificación Q	Observaciones
6 – 33	Roca excepcionalmente pobre	lodolitas y arcillolitas meteorizadas.
33 – 50	Roca medianamente buena	Manto de carbón.
50 – 75	Roca Buena	En su mayoría lodolitas macizas e intercaladas con areniscas, Con niveles de roca medianamente buena correspondientes a dos mantos de carbón y zonas de roca muy buena correspondiente a areniscas de poco espesor.
75 – 100	Roca Buena	Arenisca de color gris claro de grano fino a medio, lodolitas.
100 – 245	Roca medianamente Buena	Intercalaciones de arenisca con lodolitas carbonosa. Carbones. Tramos de roca buena y muy buena.

 Utilizando los resultados de la caracterización geomecánica y del patrón de fracturamiento, se clasificó el macizo rocoso con base en los índices Q (conocido como de Barton o del Instituto Geotécnico de Noruega), RMR (conocido comúnmente como el método de Bieniawski) y el GSI de Hoek y Brown.

De esta manera, según los datos arrojados por RQD, se obtuvieron calidades en roca de regular a buena. Según la clasificación de Q de Barton, se determinaron rocas Buenas, a excepción de los mantos mantos de carbón, los cuales corresponden a una roca muy pobre. Para la clasificación RMR, se tienen rocas de Calidad Media a Buena.

- Para el cálculo de los factores de seguridad se utilizó el software Slope/w por medio de la metodología de equilibrio límite y los parámetros de resistencia de Hoek - Browm. Dicho análisis de estabilidad de evaluó con un Factor de Seguridad especificado de 1,2.
- Teniendo en cuenta los datos de caracterización geomecánica definitiva:

Profundidad (m)	Litología	¥ (kn/m3)	C (Mpa)	¢ (°)	E (Mpa)	v
6 – 33	Arcillolitas - ARC	22.00	5.88	14.8	58893	0.25
33 – 50	Arcillolitas con Areniscas - MS	24.4	9.55	15.75	687	0.18

Profundidad (m)	Litología	¥ (kn/m3)	C (Mpa)	ф (°)	E (Mpa)	v
50 – 75	Lodolitas - LM	24.32	6.66	35.72	3837	0.23
75 – 100	Areniscas – SS	24.47	9.77	25.98	1223	0.20
100 – 245	Areniscas con Lodolitas – SM	25.12	10.46	31.89	3890	0.20

Y con el análisis de estabilidad pseudo estático se realizó con un coeficiente sísmico de 0.13g, es decir, el 50% de la aceleración máxima debido al sismo de 475 años de periodo de retorno valorado en 0.25g por el método probabilístico. Por lo tanto, para el análisis en los software se incluyó un valor de 0,13g como fuerza horizontal.

Se obtuvieron resultados de estabilidad por equilibrio límite de la sección critica de los taludes analizados:

PERFIL F-F` SUPERFICIE DE FALLA					
ANALISIS (F.S)					
	Estático	Dinámico			
Janbu	0,37	0,29			
Bishop	0,37	0,28			
Fellenius	0,32	0,26			
Spencer	0,40	0,33			

Con base a este análisis, se ratifica entonces, que los diferentes taludes que conforman la pared lateral oriental de la mina Caypa, son inestables, con las superficies de fallas registradas por el programa, que se encuentran activas y registran un riesgo considerable para la seguridad y funcionamiento de operaciones de la mina.

- Evaluando los análisis de estabilidad, se puede observar que las zonas críticas de la pared lateral oriental de la mina, se concentran en los taludes ubicados en la parte superior, condición que ratifica lo que se evidencia directamente in situ.
- Con análisis de admisibilidad cinemática en el software Dips, se determinó que pueden existir en algunos sectores fallas del tipo plana, por Volcamiento y con

mayor probabilidad la falla por Cuña, como se evidencia antes las fallas activas en los taludes superiores de la pared lateral oriental.

 Como resultado de los análisis hechos con los software Swedge, Rocplane se realizaron los análisis de estabilidad de rocas en las fallas cuña y plana respectivamente, obteniendo los siguientes resultados:

Falla:	Modelo:	F.S.	Volumen:
	Estático	2,2	
Plana	Dinámico	1,80	200,91 m3/m
	Estático	1,173	
Cuña	Dinámico	0,89	639,19 m3

- Teniendo en cuenta la magnitud, alcance y extensión de la pared lateral oriental de la mina Caypa, el tipo de fallas y los movimientos de inestabilidad registrados, es preciso que los procedimientos de remediación y/o estabilización, están encaminados a realizar rediseños geométricos de los taludes, sobre todo en los ubicados en la parte superior de la pared lateral.
- Es evidente el riesgo de inestabilidad que, por efectos de las fallas globales en los taludes de la pared lateral, se generan en la vía de acceso, contigua a la mina, la cual, ya registra perdida de material en su área de influencia, y grietas de tensión en sus laterales, por tanto, es preciso una intervención oportuna, que puede consistir en desplazar, alejar el trazado de esta hacia predios privados y realizar un nuevo diseño geométrico.
- La afectación critica de las inestabilidades de los taludes superiores, sugieren una reconformación geométrica de estos, lo que lleva a retirar o descargar la capa superior de material erosionado y esto, necesariamente conlleva a desplazar la via perimetral contigua a la mina, en unos 100 metros, razón por la cual, en los 380 metros de longitud de influencia, se debe la adquisición predial que lleve a un nuevo trazado de la carretera.

- Los modelamientos y análisis de estabilidad por equilibrio limite, en las secciones con nuevos parámetros geométricos de los taludes o bancos que conforman la pared lateral oriental, arrojaron factores de seguridad en las zonas más críticas, mínimos de 1,2, resultados acordes con lo especificado, de esta manera es una opción totalmente valida como procedimiento de estabilidad.
- Se recomienda realizar un rediseño en los parámetros geotécnicos de los taludes que conforman la pared oriental, cuyos detalles se muestran a continuación:



 Finalmente, y como conclusión importante, es fundamental la intervención rápida con los procedimientos de remediación recomendados. En este sentido, se recomienda actualizar estudios de topografía, realización de obras de excavaciones, perfilamiento de los materiales erosionados que se ubicaron como cercamiento perimetral de la mina y necesariamente se debe hacer la descarga inmediata de los materiales superiores de los taludes fallados y así permitir libración de cargas, manejo de escorrentías superficiales de agua e ingreso de maquinaria.

# 11. BIBLIOGRAFIA

- BARRAGAN RODRIGUEZ. Laura Yarick. Manual para el análisis sísmico de estabilidad de taludes utilizando métodos seudoestaticos y métodos de desplazamiento. Bucaramanga. 2008. 144p. Proyecto de grado presentado como requisito parcial para optar el titulo de ingeniera civil. Universidad Industrial de Santander. Facultad de ciencias físico – mecánicas. Escuela de Ingeniería Civil.
- CALLUPE ARZAPALO, Will Honorato. Estabilidad de taludes del plan de minado para la vida de mina a tajo abierto Pierina. Lima, 2011, 119p. Tesis para optar el grado de Maestro en Ciencias con mención en ingeniería Geotécnica. Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de Ingeniería civil.
- GEOMINAS, Ingenieros s.a. Estudios de Caracterización Geomecánica Macizo Rocoso – Mina Caypa, Barrancas Guajira. Medellín: Geominas s.a, 2012. 156p.
- INSTITUTO TECNOLOGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. Manual de ingeniería de taludes. Serie ingeniería geo ambiental. Madrid. ITGE, 1985 – 1986.
- MINISTERIO DE INDUSTRIA, ENERGIA Y TURISMO. Guía sobre control geotécnico en minería a cielo abierto. Madrid. Laboratorio Oficial J.M. Madariaga (LOM), 2015.
- MORALES CABRERA, Dante Ulises. Análisis y diseños de taludes utilizando métodos computacionales. Lima Perú. 2000. 128p. Tesis para optar el grado académico de maestro en Ciencias con mención en ingeniería de minas. Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de Ingeniería geológica, minera y metalúrgica. Sección de postgrado.
- PARRA RETI, Andrés Francisco. Planificación minera a cielo Abierto utilizando fundamentos Geomecanicos. Santiago de Chile. 2015. 137p. Tesis para optar al grado de magíster en minería. Universidad de Chile. Facultad de Ciencias físicas y matemáticas. Departamento de Ingeniería de Minas.
- PRADA CHAVEZ, Oscar Daniel y SERRANO PLATA. Efraín Andrés. Análisis y determinación de la amenaza de inestabilidad de los taludes, generado por su saturación y desembalse, en el proyecto de regulación del rio toná embalse de Bucaramanga. Bucaramanga, 2009, 225p. Tesis para optar el grado de Ingeniero Civil. Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico Mecánicas. Escuela de Ingeniería Civil.
- RAMIREZ OYANGUREN, Pedro y ALEJANO MOGUE, Leandro. Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes. Red DESIR, Madrid, 2004. 711p.
- SUAREZ DIAZ. Jaime. Deslizamientos. Tomo 1. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander, 2009. 558p.
- SUAREZ DIAZ. Jaime. Deslizamientos. Tomo 2. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander, 2009. 317p.