



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“INFLUENCIA DEL COMPORTAMIENTO GEOMECÁNICO DEL MACIZO ROCOSO EN EL DISEÑO DE BANCOS DE LA CANTERA DE ARENA FINA CABRA CABRA DE LA EMPRESA S.M.R.L CABRA CABRA, DISTRITO DE NAMORA - CAJAMARCA, 2017”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Ana del Rocío Araneda Nacarino

Bach. Luz Marina Intor Ríos

Asesor:

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana

Cajamarca – Perú

2017

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por los Bachilleres **Ana del Rocío Araneda Nacarino** y **Luz Marina Intor Ríos**, denominada:

**"INFLUENCIA DEL COMPORTAMIENTO GEOMECÁNICO DEL MACIZO
ROCO SO EN EL DISEÑO DE BANCOS DE LA CANTERA DE ARENA FINA
CABRA CABRA DE LA EMPRESA S.M.R.L CABRA CABRA, DISTRITO DE
NAMORA - CAJAMARCA, 2017"**

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.
ASESOR

Ing.
**JURADO
PRESIDENTE**

Ing.
JURADO

Ing.
JURADO

DEDICATORIA

A mi padre, esposo e hijos.

Por ser mi fuerza y ejemplo de
superación constante.

ANA DEL ROCÍO.

Dedico esta tesis a Dios, por haberme
regalado la vida y dado salud,
permitiéndome lograr mis objetivos.
A mis padres Isidro y María por ser
la base de mi ser.

LUZ MARINA.

AGRADECIMIENTO

A Dios por darme vida, salud
para lograr mis metas.

ANA DEL ROCÍO.

A mi esposo Miguel, quien con su
perseverancia, amor y ejemplo me
impulsó para concluir lo iniciado. A mis
hijos Hans y Yehoshua, quienes con su
amor e inocencia han sido mi
motivación, inspiración y felicidad.

LUZ MARINA.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	Pág.
APROBACIÓN DE LA TESIS.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS	v
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
RESUMEN.....	x
ABSTRACT	xi
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	12
1.1. Realidad problemática	12
1.2. Formulación del problema.....	13
1.3. Justificación.....	13
1.4. Limitaciones	13
1.5. Objetivos	14
1.5.1. <i>Objetivo General</i>	14
1.5.2. <i>Objetivos Específicos</i>	14
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO.....	15
2.1. Antecedentes	15
2.2. Bases Teóricas	19
2.2.1. <i>RQD (Rock Quality Designation)</i>	19
2.2.2. <i>Determinación del RMR (Bienawski 89)</i>	19
2.2.2.1. <i>Resistencia a la Compresión Simple (UCS)</i>	19
2.2.2.2. <i>Grado de Alteración</i>	21
2.2.2.3. <i>Parámetros Deformationales de la Roca Intacta</i>	22
2.2.2.4. <i>Ángulo de Fricción</i>	23
2.2.2.5. <i>Cohesión:</i>	23
2.2.2.6. <i>Propiedades y Parámetros de las Discontinuidades</i>	23
2.2.2.7. <i>Identificación:</i>	24
2.2.2.8. <i>Descripción de las discontinuidades</i>	24
2.2.2.9. <i>Clasificación RMR – Rock Mass Rating</i>	26
2.2.2.10. <i>Clasificación de Hoek (GSI – Geological Strength Index)</i>	27
2.2.3. <i>Factor de Seguridad en la Estabilidad de Taludes</i>	29
2.2.3.1. <i>Métodos completos</i>	30
2.2.3.2. <i>Métodos Incompletos</i>	33
2.2.3.3. <i>Métodos de equilibrio límite</i>	34
2.2.4. <i>Diseño de Bancos</i>	40
2.2.4.1. <i>Tipos de rotura en bancos</i>	40

	Pág.
2.2.4.2. Deslizamientos.....	42
2.2.4.3. Rotura por Vuelco.....	50
2.2.4.4. Rotura por pandeo.....	52
2.3. Definición de términos básicos.....	54
2.3.1. RMR.....	54
2.3.2. RQD.....	54
2.3.3. Diseño de Bancos:.....	54
2.3.4. Estabilidad de Taludes:.....	54
2.3.5. Estudios Geomecánico.....	54
CAPÍTULO 3. HIPÓTESIS.....	55
3.1. Formulación de la hipótesis.....	55
3.2. Variables.....	55
3.3. Operacionalización de variables.....	56
CAPÍTULO 4. MATERIAL Y MÉTODOS.....	57
4.1. Tipo de diseño de investigación.....	57
4.2. Material de estudio.....	57
4.2.1. Unidad de estudio.....	57
4.2.2. Población.....	57
4.2.3. Muestra.....	57
4.3. Técnicas, procedimientos e instrumentos.....	57
4.3.1. Análisis de Datos.....	57
4.3.2. Procedimientos.....	58
CAPÍTULO 5. DESARROLLO.....	59
5.1. Ubicación:.....	59
5.1.1. Ubicación Geográfica:.....	59
5.1.2. Accesibilidad.....	59
5.2. Análisis y Descripción del Lugar de Estudio.....	60
5.2.1. Geología Regional.....	61
5.2.1.1. Formación Chimú:.....	62
5.2.1.2. Formación Farrat:.....	62
5.2.1.3. Formación Carhuaz:.....	63
5.2.1.4. Cuaternario Aluvial:.....	63
5.2.2. Geología Local.....	63
5.2.2.1. Mineralogía:.....	63
5.2.2.2. Cuerpos de Arena Fina:.....	65
5.2.3. Geomorfología.....	68
5.2.3.1. Mesetas.....	68
5.2.3.2. Cuenca Intramontañosa.....	69
5.2.3.3. Relieves colinados.....	70
5.3. Características Geomecánicas de Taludes en la Cantera "Cabra Cabra".....	71
5.3.1. Excavación de Calicatas.....	71
5.3.2. Granulometría Global.....	72
5.4. Ensayos de Laboratorio.....	72

	Pág.
5.4.1. Ensayos estándar	72
5.4.2. Ensayos de Carga Puntual	73
<i>Ubicación</i> 73	
5.5. Parámetros Físico Mecánicos del Macizo Rocoso	74
5.5.1. <i>Propiedades de la Roca Intacta</i>	74
5.6. Sismicidad	75
CAPÍTULO 6. RESULTADOS	76
6.1. RQD	76
6.1.1. <i>Del Cuerpo 1:</i>	76
6.1.2. <i>Del Cuerpo 2:</i>	77
6.1.3. <i>Del Cuerpo 3:</i>	78
6.1.4. <i>Promedio del RQD:</i>	78
6.2. RMR – Bienawski 89	78
6.2.1. <i>Resistencia a la Compresión</i>	78
<i>Ubicación</i> 79	
6.2.2. <i>Espaciado de las discontinuidades</i>	79
6.2.3. <i>Condición de las discontinuidades:</i>	80
6.2.3.1. <i>Persistencia:</i>	80
6.2.3.2. <i>Abertura:</i>	81
6.2.3.3. <i>Rugosidad:</i>	81
6.2.3.4. <i>Relleno:</i>	82
6.2.3.5. <i>Meteorización:</i>	82
6.2.4. <i>Agua Subterránea:</i>	82
6.2.5. <i>Clasificación RMR</i>	83
6.3. Estabilidad de taludes con Factor de Seguridad	84
6.3.1. <i>Factor de Seguridad Cuerpo 1</i>	84
6.3.2. <i>Factor de Seguridad Cuerpo 2</i>	86
6.3.3. <i>Factor de Seguridad Cuerpo 3</i>	87
6.3.4. <i>Promedio del factor de seguridad:</i>	88
6.4. Diseño de Bancos	88
CAPÍTULO 7. DISCUSIÓN	90
7.1. Del Objetivo 1: RQD	90
7.2. Del Objetivo 2: RMR	90
7.3. Del Objetivo 3: Factor de seguridad	91
7.4. Del Objetivo 4: Diseño de bancos	91
CONCLUSIONES	92
RECOMENDACIONES	93
REFERENCIAS	94
ANEXOS	96

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1: Representación esquemática de propiedades geométricas de las discontinuidades.	24
Figura 2: Dirección y buzamiento en un plano de discontinuidad.....	25
Figura 3: Estimación del factor de seguridad según el primer método.....	35
Figura 4: Estimación del factor de seguridad según el segundo método.....	36
Figura 5: Estimación del factor de seguridad según el tercer método.....	37
Figura 6: Deslizamiento circular.....	43
Figura 7: Deslizamiento circular combinado.....	44
Figura 8: Desarrollo de deslizamiento curvilíneo.....	45
Figura 9: Geometría tridimensional de deslizamiento circular.....	47
Figura 10: Deslizamiento traslacional.....	47
Figura 11: Rotura plana.....	48
Figura 12: Rotura por cuña.....	49
Figura 13: Rotura por vuelco.....	50
Figura 14: Rotura por vuelco secundario.....	52
Figura 15: Rotura por pandeo.....	53
Figura 17: Ubicación de la cantera Cabra Cabra.....	59
Figura 18: Esquema del Talud de Estudio.....	61
Figura 19: Geología de la concesión Cabra Cabra.....	62
Figura 20: Pirolusita presente en la zona de estudio.....	64
Figura 21: Hematitas en las areniscas.....	65
Figura 22: Cuerpo de arena 1.....	66
Figura 23: Cuerpo de arena 2.....	67
Figura 24: Cuerpo de arena 3.....	68
Figura 25: Meseta en la zona de estudio.....	69
Figura 26: Cuenca intramontañosa.....	70
Figura 27: Colinas en la concesión Cabra Cabra.....	71
Figura 28: Grietas en la zona del cuerpo 1.....	77
Figura 29: Factor de seguridad del cuerpo 1.....	85
Figura 30: Análisis del factor de seguridad del cuerpo 2.....	86
Figura 31: Análisis del factor de seguridad del cuerpo 3.....	87
Figura 32: Diseño de bancos para la cantera Cabra Cabra.....	89
Figura 33: Trabajadores explotando el cuerpo 1.....	97
Figura 34: Impurezas de suelo orgánico en el cuerpo 2.....	97
Figura 35: Deslizamientos por falta de estabilidad.....	98
Figura 36: Explotación del cuerpo 3.....	98
Figura 37: Zona de acopio de arena.....	99
Figura 38: Limpieza de material orgánico.....	99
Figura 39: Afloramiento del cuerpo de arena fina 2.....	100
Figura 40: Areniscas de la cantera Cabra Cabra.....	100

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1: Resistencia de la roca.	20
Tabla 2: Resistencia de la roca en MPa.	21
Tabla 3: Clasificación de la alteración de la roca.	21
Tabla 4: Descripción de las discontinuidades.	21
Tabla 5: Clasificación de RQD.	19
Tabla 6: Clasificación del RMR.	28
Tabla 7: Calidad del RMR.	28
Tabla 8: Clasificación de tipos de movimientos.	41
Tabla 9: Métodos de cálculo.	29
Tabla 10: Operacionalización de las Variables.	56
Tabla 11: Ubicación geográfica de la zona.	59
Tabla 12: Accesibilidad a la cantera Cabra Cabra.	60
Tabla 13: Medidas del cuerpo 1.	66
Tabla 14: Medidas del cuerpo 2.	67
Tabla 15: Medidas del cuerpo 3.	68
Tabla 16: Resumen de calicatas.	71
Tabla 17: Gradación del material.	72
Tabla 18: Resumen de ensayos estándar de clasificación de suelos en la cantera Cabra Cabra.	73
Tabla 19: Resultados de Los Ensayos de Carga Puntual.	73
Tabla 20: Valores de la Densidad de Roca.	74
Tabla 21: Propiedades de la roca intacta.	75
Tabla 22: Determinación del RQD - Cuerpo 1.	76
Tabla 23: Determinación del RQD - Cuerpo 2.	77
Tabla 24: Determinación del RQD - Cuerpo 3.	78
Tabla 25: Promedio de RQD en los tres cuerpos de arena.	78
Tabla 26: Resistencia de los cuerpos de arena.	79
Tabla 27: Resistencia de la roca.	79
Tabla 28: Espaciado de discontinuidades en los cuerpos de arena.	79
Tabla 29: Descripción del espaciado.	80
Tabla 30: Persistencia de las discontinuidades de los cuerpos de arena.	80
Tabla 31: Clasificación de la persistencia.	81
Tabla 32: Abertura de las discontinuidades.	81
Tabla 33: Clasificación de la abertura.	81
Tabla 34: Rugosidad de las discontinuidades de los cuerpos.	82
Tabla 35: Clasificación de la rugosidad.	82
Tabla 36: Descripción del agua subterránea.	83
Tabla 37: Clasificación del RMR.	83
Tabla 38: Clasificación del RMR.	84
Tabla 39: Promedio de FS.	88

RESUMEN

La presente tesis tiene por objetivo determinar la influencia del estudio geomecánico de taludes en el diseño de bancos de la cantera de arena fina Cabra Cabra. Complementariamente se debe determinar el RQD, RMR, Factor de Seguridad y Diseño de bancos.

La hipótesis de esta tesis explica que el estudio geomecánico de taludes influye en la elaboración del diseño de bancos de la cantera de arena fina Cabra Cabra.

La investigación desarrollada es experimental con diseño correlacional, la variable independiente es el estudio geomecánico y la dependiente es el diseño de bancos. La unidad de estudio son los cuerpos de arena, la población es la Concesión Minera no Metálica Cabra Cabra y la muestra son 7 calicatas.

Con esta tesis se concluye que el RQD promedio es 41.4%, calificándola como una roca mala. La clasificación del RMR se determinó de acuerdo a Bienawski 89, es 42 calificándola como una roca regular. El F.S. promedio es 1.74. El diseño de bancos es; altura de 2 metros, ancho de banco 3 metros y ángulo de talud 45°.

Palabras clave: Estudio geomecánico, estabilidad de taludes, Diseño de bancos, Factor de seguridad.

ABSTRACT

The objective of this thesis is to determine the influence of the geomechanical study of slopes in the design of banks of the Cabra Cabra fine sand quarry. In addition, the RQD, RMR, Security Factor and Bank Design must be determined.

The hypothesis of this thesis explains that the geomechanical study of slopes influences the development of the design of banks of the Cabra Cabra fine sand quarry.

The research developed is experimental with correlational design, the independent variable is the geomechanical study and the dependent one is the design of banks. The study unit is the sand bodies, the population is the Cabra Cabra Non-Metallic Mining Concession and the sample consists of 7 test pits.

With this thesis it is concluded that the average RQD is 41.4%, qualifying it as a bad rock. The RMR classification was determined according to Bienawski 89, it is 42 qualifying it as a regular rock. The F.S. average is 1.74. The design of banks is; height of 2 meters, bank width 3 meters and slope angle 45°.

Key words: Geomechanical study, slope stability, Bank design, Security factor.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

En el mundo de la minería es importante estudiar el comportamiento geomecánico; ya que de estos resultados se hace el análisis para el diseño de los bancos. Estas variables permiten determinar el número de fracturas tensionales y los deslizamientos. (Granados, 2012)

En el Perú, la explotación de recursos no metálicos por el método de banqueo, ha venido ocasionando grandes modificaciones al perfil original del terreno, con el fin de mejorar las explotaciones se debe implementar un método de minado superficial por bancos que permita un mejor control de la estabilidad del terreno. Esto implica la necesidad de establecer los parámetros geomecánicos del área de la explotación que permitan un diseño seguro de bancos y taludes en roca y en los botaderos de desmonte. (Sánchez, 2014)

A pesar de que los recursos mineros no metálicos son estratégicos e indispensables dentro del desarrollo de nuestro país, el diseño adecuado de los taludes de las canteras para su explotación no se lo estudia a cabalidad, de manera que conduzca a una utilización eficiente dentro de su aprovechamiento (Granados, 2012).

Luego de esto, es necesario un adecuado plan de explotación dentro del cual una de las partes que conlleva especial esfuerzo está en el diseño de los bancos y en el caso de canteras ya activas en la evaluación constante de la estabilidad de sus taludes, ya que por ello se permite el acceso y traslado de material a través de la cantera (Recalde, 2012).

En la cantera de arena fina Cabra Cabra se han detectado problemas de inestabilidad, y uno de los factores que ocasionan esta inestabilidad es la presencia de discontinuidades y el tipo de roca en toda la zona, por lo cual es necesario analizar el comportamiento geomecánico de los macizos presentes en la zona de estudio, y su influencia en el diseño de bancos de la cantera para una futura explotación.

1.2. Formulación del problema

¿Cómo influye el comportamiento geomecánico del macizo rocoso en el diseño de bancos de la cantera de arena fina Cabra Cabra, de la empresa S.M.R.L Cabra Cabra, distrito de Namora - Cajamarca, 2017?

1.3. Justificación

El estudio geomecánico es la base para el diseño de la explotación minera, ya que contribuye a la optimización del método de explotación.

Además, proporciona un conocimiento técnico completo del perfeccionamiento de los procesos en la cantera, de manera cuantitativa determinando así la calidad de la roca, de manera rápida y fácil.

En vista de lo expuesto; la presente tesis pretende ser un aporte técnico metodológico en el cual se obtendrá resultados que establezcan el diseño de los bancos, para extracción de arenas, en la concesión Cabra Cabra.

Esta tesis beneficia a la empresa S.M.R.L. Cabra Cabra, ya que podrá contar con esta tesis como base para la realización de su plan de minado y para reducir posibles errores productivos.

Los resultados de nuestra investigación deben trascender en mejorar la cultura organizativa con respecto a los impactos generados por la explotación de este recurso.

Las personas, estudiantes y empresas que deseen investigar información sobre geomecánica en el diseño de bancos podrán contar con esta tesis como referencia.

1.4. Limitaciones

- La empresa S.M.R.L. Cabra Cabra actualmente opera informalmente sin ningún criterio técnico por lo tanto no se contó con información ingenieril básica, la cual fue elaborada para el desarrollo de esta tesis.
- Los trabajadores de la concesión Cabra Cabra se mostraron reacios y desconfiados al brindar información sobre la explotación que se viene realizando y condiciones en las que trabajan (gestión de seguridad), esta limitación se superó al realizar las entrevistas en presencia de los dueños de la empresa.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo General

Determinar la influencia del estudio geomecánico en el diseño de bancos de la cantera de arena fina Cabra Cabra de la empresa S.M.R.L Cabra Cabra, distrito de Namora - Cajamarca, 2017.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Determinar la influencia de la calidad del macizo rocoso mediante el índice de RQD en el diseño de bancos.
- Determinar la influencia de la calidad del macizo rocoso mediante el cálculo del RMR Bienawski 89, en el diseño de bancos.
- Determinar la influencia del factor de seguridad para la estabilidad de taludes, en el diseño de bancos.
- Realizar el diseño de bancos basado en el estudio geomecánico.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

- Pozo (2014), en su tesis "Análisis Numérico del Mecanismo de Falla en Macizos Rocosos Fracturados Considerando el Efecto Escala" afirma que la evaluación de la estabilidad de taludes en macizos rocosos con estructura en bloques es realizada mediante técnicas empíricas y en menor frecuencia por métodos numéricos, tanto para las etapas de diseño como para su verificación in situ. Un método alternativo de análisis, tal como la simulación numérica, se muestra como una herramienta para lograr este objetivo. Esta tesis muestra que la aplicación del Método de Elementos Finitos, con la representación explícita de las discontinuidades (denominado J-MEF), es una alternativa al uso del Método de los Elementos Discretos para el análisis del mecanismo de rotura en macizos rocosos con una estructura en bloques. Por otro lado, se comprobó que la utilización de modelos constitutivos, como el modelo elástico perfectamente plástico, permite evaluar el tipo de rotura de los taludes rocosos considerando el factor escala, además de calcular el factor de seguridad (FS) mediante la técnica de reducción de los parámetros (Método SSR). En la tesis, también se compara el factor de seguridad obtenido por métodos convencionales de Equilibrio Límite y por el Método de Elementos Finitos, así como la comparación de resultados obtenidos aplicando el Método J-MEF y el Método de Elementos Discretos. Finalmente, aplicando la metodología de la proyección estereográfica, se diseñan los taludes de un tajo abierto, para posteriormente analizar numéricamente la influencia del efecto escala considerando varias fases de excavación mediante el método J-MEF (Pozo, 2014).
- Ramírez (2013) en su tesis "Sostenibilidad de la Explotación de Materiales de Construcción en el Valle de Aburrá" Colombia, trató solamente los materiales de construcción (Arcilla, Arenas, Gravas y roca triturada), pero es importante anotar que en la zona de estudio también se ha explotado oro aluvial, plata, talco y cromita. La problemática inicial que inspiró la realización de esta tesis está relacionada con el impacto visual observado en las laderas del Valle de Aburrá y la imposibilidad de que estos impactos fuesen mitigados por las autoridades ambientales. Al profundizar en el tema se encontró que la legislación minera ampara actividades tienen fuertes falencias que de una u otra forma posibilitan

graves daños ambientales, que afectan directamente la población que habita el Valle de Aburrá. Este estudio se realizó en aras de conocer el caso particular de las actividades mineras del Valle, si se realizan de forma sostenible o no y la problemática asociada, que constituyen las preguntas principales de investigación. La actividad minera en el Valle de Aburrá es muy antigua y surge desde finales del siglo XIX, lo que ha marcado, desde entonces, el proceso de poblamiento, convirtiéndose en una actividad económica de tradición, pasando entre las familias propietarias del suelo, de generación en generación. El Área Metropolitana del Valle de Aburrá en su estudio "Manejo integral de canteras y explotaciones mineras de materiales para la construcción en el Valle de Aburrá" realizado en 1999, expone que la mayoría de las explotaciones de materiales de construcción en el Valle de Aburrá se puede aproximar a una generalidad donde no existe planeamiento y diseño minero. (Área Metropolitana, 1999). El sector de ladrilleras en el área metropolitana ha sido muy estudiado y sobre diagnosticado (Área Metropolitana, 1999), existen muchas referencias en material escrito sobre lugares afectados por minería, pero no se han llevado a cabo estudios.

- Álvarez (2014), en su tesis "Plan de Explotación Minero de la Cantero "C.A. Cantero Yaracuy", expone que para iniciar sus operaciones la empresa C.A, (Alvarez, 2014)Cantero Yaracuy, inició el estudio del plan de explotación para extraer caliza como agregado para la construcción, balasto de ferrocarril y obras civiles en general. La cantero se ubica en el sector Las Casitas, Predio DU-81, municipio La Trinidad, estado Yaracuy. El yacimiento mineral pertenece al Macizo de Nirgua, y el total de recursos medidos por geología superficial evaluados mediante el método de secciones, de piso y compuesto arrojó un volumen de 22.418.509 m³, probables en 400 has, de los cuales se tomó un sector explotable por condiciones topográficas favorables y linderos del terreno de 10,5 has que proyectó un valor de reservas de 383.969 m³ minables. Se estima una vida útil de la cantero de 2 años para este sector, con un rendimiento de producción de 15.000 m³/mes, dejando para estudios posteriores los afloramientos restantes. Se propone un método de explotación a cielo abierto por el sistema de cantero, con bancos de 10 m de altura, un ángulo de banco de 72° y bermas de un mínimo de 4 m, estos parámetros originan un talud final de 55°, geomecánicamente estable con un factor de seguridad promedio de 1,21. La explotación comienza en el nivel 290 y será realizada por bancos descendentes hasta la cota 230 m. sobre el nivel del mar. Los equipos utilizados

para esto son un cargador frontal, 4 camiones, 1 perforadora, 1 tractor y el consumo de explosivo viene indicado por factor de carga calculado de $0,32 \text{ kg/m}^3$ (Álvarez, 2006).

- Ferrer (2015) presenta su tesis "Planeamiento de Minado de Largo Plazo para Proyecto Minero No Metálico desarrollada acerca del planeamiento de minado para la cantera Atocongo", perteneciente a la Compañía UNACEM, compañía especializada en la producción y comercialización de cemento. El planeamiento de minado elaborado es de largo plazo, empleando en el mismo la información del estudio de reservas elaboradas por la consultora Core Mining Studies, en lo que respecta al modelo de bloques. Se ha realizado nuevos diseños de pit de la cantera, dado que el objetivo es incrementar la cantidad de reservas, debido a la inclusión en el nuevo diseño de materiales marginales, de baja ley, pero recuperables debido a la incorporación en el minado de materiales de alta ley provenientes de otras canteras. En el desarrollo del trabajo se demuestra la viabilidad operativa de incluir en el minado los materiales marginales, demostrándose además mediante evaluación financiera la rentabilidad de la alternativa propuesta. El ciclo de vida es alargado, siendo un aporte importante en la compañía, además la alternativa propuesta significa una variación en la metodología del minado, significando un cambio en la manera tradicional que se tenía en la cantera. El presente trabajo consta también de la descripción del proceso productivo con los respectivos permisos legales. El planeamiento elaborado contiene todo el secuenciamiento de minado para los nuevos diseños, incluyendo costos y las tablas de ingresos, egresos y evaluación financiera (Ferrer, 2015).
- Callupe (2012) presenta su tesis: "Estabilidad de Taludes del Plan de Minado Para la Vida de Mina (VDM) 2011" en la cual explica que las evaluaciones técnicas y económicas de los proyectos mineros están basadas en los planes de minado que se desarrollan con la finalidad de recuperar la mayor cantidad de mineral con eficiencia, es decir, que el minado sea realizado operacional, ambiental y geotécnicamente seguras. Los planes de minado deben cumplir ciertas validaciones, una de ellas desde la perspectiva geotécnica cumpliendo con el criterio de aceptabilidad establecido de lograr un Factor de Seguridad (FdS) mínimo de 1.2. Para el desarrollo de los planes de minado, se requiere que los modelos geológicos, geológico-estructural, geotécnico e hidrogeológico sean actualizados y confiables. Las validaciones de los modelos involucrados

deben ser realizadas por consultoras especializadas de primer nivel. Este es un procedimiento usual corporativo que Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM) sigue para validar los planes de minado. En muchos de los proyectos mineros estos modelos no son actualizados por los altos costos que se requieren, por el largo tiempo que toma en desarrollarlos, así como los recursos que demanda. Considerando la relevancia de estos modelos, en la mina Pierina estos han sido actualizados durante el año 2010 para usarlos en las diferentes etapas del minado, particularmente para realizar el Plan de Minado para la Vida de Mina (VDM) 2011 y específicamente para realizar el Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Abierto Pierina, motivo de la presente tesis. Se ha analizado el diseño de las fases en las secciones críticas que abarcan todo el tajo abierto usando el método de Equilibrio Límite en dos dimensiones. De igual manera, se estimaron los parámetros de deformaciones del macizo rocoso consistentes en los módulos de elasticidad de la roca intacta y del macizo rocoso, para el análisis de esfuerzo deformación en el talud de la pared suroeste del tajo para ver el grado de deformaciones que los taludes tendrían como respuesta al desarrollo del plan de minado propuesto. En el Capítulo I se presenta la información general de la mina Pierina. En los Capítulos II, III y IV se describen los modelos geológico, geotécnico e hidrogeológico. Los datos de estos modelos se utilizaron en el análisis de estabilidad del plan de minado para la Vida de Mina 2011. En el Capítulo V, se describe las consideraciones operacionales, se presenta la calibración de los parámetros geomecánicos, y luego se analizaron las geometrías del tajo para el plan de minado en mención. Asimismo, en el análisis de deformaciones se utilizó el método de elementos finitos con la ayuda del software Phase 8. Se estimó deformaciones de 10m en la mitad del talud en las últimas etapas de minado. El plan de minado para la VDM 2011 incluye las Fases 7, 5C y 8. Los resultados preliminares indicaron factores de seguridad debajo del criterio de aceptabilidad establecido. Luego de las modificaciones realizadas a las geometrías de estas fases se han logrado FdS estáticos requeridos y se ha generado las Fases 5C-3C y 8-3C. El análisis de estabilidad de taludes para la VDM 2011 fue desarrollado por el autor de esta tesis, validado por la consultora Piteau en noviembre del 2010 y aprobado por la empresa en diciembre 2010. Se ha determinado que este Plan de Minado es factible desde el punto de vista operacional, geotécnico y económicamente rentable (Callupe, 2012).

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. RQD (Rock Quality Designation)

La fracturación del macizo rocoso está definida por el número, espaciado y condiciones de las discontinuidades, cualquiera que sea su origen y clase. El grado de fracturación se expresa habitualmente por el valor del índice RQD (Rock Quality Designation). (Deere, 1967)

El índice RQD viene dado por la siguiente fórmula:

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitud de trozos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{Longitud total}} \times 100$$

Tabla 1
Clasificación de RQD.

RQD (%)	Calidad de Roca
< 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

Fuente: ISMR 1981.

2.2.2. Determinación del RMR (Bienawski 89)

2.2.2.1. Resistencia a la Compresión Simple (UCS)

Determinación de la resistencia a la compresión simple:

- En campo {
 - Pruebas: índices indirectos o índices de campo.
 - Ensayos sencillos: martillo Schmidt, carga puntual.
- En laboratorio: ensayos mecánicos: compresión uniaxial.

Índices de campo:

Estimación de la resistencia uniaxial (ISRM):

Primera aproximación del valor de la resistencia: valoración cualitativa que permite tabular y establecer una estimación cuantitativa del rango de resistencia de suelos cohesivos y rocas, para mayor detalle ver Tabla 1. (Gonzales, 2002).

Tabla 2
Resistencia de la roca.

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la Compresión (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos en la roca.
R5	Muy Resistente	100 – 200	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial.
R1	Muy Débil	1 – 5	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota..
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

Fuente: Gonzales, 2002.

Ensayo de carga puntual o ensayo PLT (Point Load Test):

Ensayo sencillo de campo o laboratorio, a utilizar sobre fragmentos de roca o testigos, (resultados más fiables para testigos); ensayo no indicado para rocas blandas o anisotrópicas. (Gonzales, 2002) El ensayo consiste en aplicar una carga puntual a un trozo de roca hasta la rotura, y obtener un índice (I_S) mediante la expresión:

$$\left(I_S = \frac{P}{D^2} \times 1000 \right)$$

Dónde: P = carga de rotura D = diámetro de la muestra (distancia entre puntas) El índice obtenido (I_S) está relacionado con la resistencia a la

compresión simple (σ_c); relación para testigos de 50 mm es: $\sigma_c = 23 I_s$, para otros diámetros existen gráficos de corrección.

Tabla 3
Resistencia de la roca en MPa.

CLASE	DESCRIPCIÓN (ISMR)	I_s (MPa)	UCS (MPa)
R0	Extremadamente blanda	*	0.25 – 1
R1	Muy blanda	*	1 – 5
R2	Blanda	*	5 – 25
R3	Moderadamente dura	1 – 2	25 – 50
R4	Dura	2 – 4	50 – 100
R5	Muy dura	4 – 10	100 – 250
R6	Extremadamente dura	> 10	> 250

Fuente: ISRM, 1981. Bienawski, 1973.

2.2.2.2. Grado de Alteración

Es la estimación de las alteraciones que cambian las características de las rocas, modificando así sus propiedades (porosidad \uparrow , permeabilidad \uparrow , deformabilidad \uparrow , resistencia \downarrow). (Suárez, 1998).

Tabla 4
Clasificación de la alteración de la roca.

GRADO	TÉRMINO	DESCRIPCIÓN	EXTENSIÓN DE LA DECOLORACIÓN	CONDICIÓN DE FRACTURA	CARACTERÍSTICAS DE SUPERFICIE
1	Fresca (Fresh)	No hay signos visibles de material rocoso intemperizado, tal vez leve decoloración en las superficies de discontinuidades mayores	Ninguna	Cerradas y leve descoloridas	Sin cambio
2	Débil ligeramente alterada (Slightly)	Decoloración indica intemperismo de la masa rocosa y de las superficies de discontinuidades. Todo el material rocoso puede estar decolorado por intemperismo y a veces podría ser más débil que cuando fresca.	Ext. <20% del espaciamiento de fracturas, sobre ambos lados de la fractura.	Decoloración, y podría contener relleno fino	Parcial decoloración
3	Moderadamente alterada (Moderately)	Menos del 50% del material de roca está descompuesta y/o desintegrada a un suelo. La roca fresca o descolorida está	Ext. >20% del espaciamiento de fracturas, sobre ambos lados de la fractura.	Decoloración, y podría contener un amplio relleno	Parcial a completa decoloración, no es friable excepto en rocas

		presente como una estructura continua o en pedazos.			pobremente cementadas
4	Altamente alterada (Highly)	Más del 50% del material de roca está descompuesta y/o desintegrada en suelo. La roca fresca o descolorida está presente como una estructura discontinua, o en pedazos.	De lado a lado	Relleno con alteración de minerales	friable y posiblemente llena de agujeros
5	Completamente alterada (Completely)	Casi el 100% del material de roca está descompuesta y/o desintegrada a un suelo. La estructura original de la masa rocosa aún permanece intacta en gran parte.	De lado a lado	Relleno con alteración de minerales	Semejante a un suelo
6	Suelo residual (Residual soil)	Todo el material rocoso esta convertido en suelo. La estructura de la masa rocosa y la fábrica están destruidas. Hay un gran cambio en el volumen, pero el suelo no ha sido transportado de manera significativa	De lado a lado	N/A	Semejante a un suelo

Fuente: Gonzales, 2002.

2.2.2.3. Parámetros Deformacionales de la Roca Intacta

El módulo de Young, E:

Se define como la relación lineal elástica entre el esfuerzo aplicado y la deformación producida en la dirección de aplicación del esfuerzo. (Gonzales, 2002) La constante elástica E está dada por la siguiente fórmula:

$$\left(E = \frac{\sigma}{e} \right)$$

Donde:

σ : Esfuerzo aplicado en una dirección

e: Elongación en dirección del esfuerzo.

Coefficiente de Poisson, ν :

Define la relación entre la elongación transversal y longitudinal. Ambas constantes se obtienen del ensayo de compresión simple y definen las características de la deformación elástica estática de la roca. (González, 2002) La constante elástica ν está dada por la siguiente fórmula:

$$\left(\nu = \frac{e_t}{e_l} \right)$$

Donde:

$e_t : (w - w_0)$ Elongación transversal.

$e_l : (l - l_0)$ Elongación longitudinal.

Una roca dura con comportamiento frágil presenta mucho mayor módulo de Young y menor coeficiente de Poisson que una roca blanda con comportamiento dúctil.

2.2.2.4. Ángulo de Fricción

El ángulo de fricción es la representación matemática del coeficiente de rozamiento, el cual es un concepto básico de la física. (Gonzales, 2002)

$$\text{Coeficiente de rozamiento} = \tan \Phi$$

El ángulo de fricción depende de varios factores entre ellos algunos de los más importantes son:

- Tamaño de los granos
- Forma de los granos
- Distribución de los tamaños de granos
- Densidad

2.2.2.5. Cohesión:

Es la medida de la cementación o adherencia entre los granos de una roca. La unidad de medida es en MPa. (Gonzales, 2002).

2.2.2.6. Propiedades y Parámetros de las Discontinuidades

La descripción y medida de las discontinuidades se realiza a cada familia de discontinuidades para cada afloramiento. Usando como parámetros: la orientación, espaciado, continuidad, rugosidad, abertura, relleno y grado de meteorización/alteración, para mayor detalle ver la Figura 1. (Gonzales. 2002).

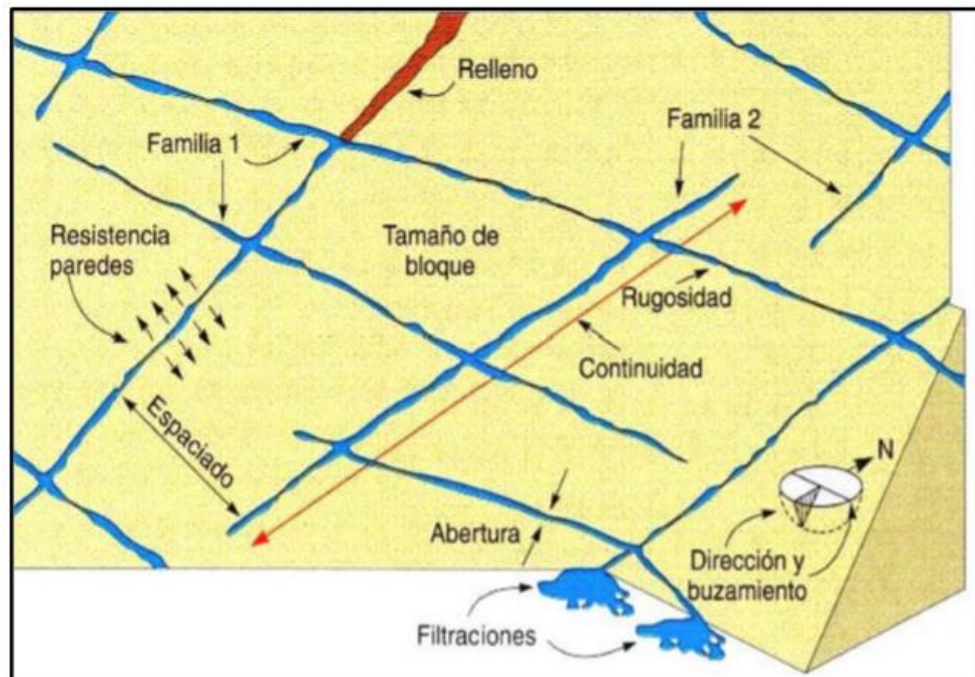


Figura 1: Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.

Fuente: Gonzales, 2002.

2.2.2.7. Identificación:

Tipos de Discontinuidades

- Diaclasas o Juntas Superficies de fractura, de desplazamiento inexistente o muy pequeño): J1, J2 ...
- Fallas Superficies de fractura, de desplazamiento relativo entre los bloques: F1, F2 ...
- Planos de estratificación propio de rocas sedimentarias, limitan los estratos: S0...
- Planos de esquistosidad propio de rocas metamórficas deformadas: S1, S2 ...
- Superficies de laminación propia de rocas sedimentarias, se encuentran limitadas por láminas.
- Superficies de contacto límite entre litologías, en rocas sedimentarias, ígneas y metamórficas.

2.2.2.8. Descripción de las discontinuidades

- **Orientación** La orientación está referida a la dirección y buzamiento de las discontinuidades; así como a la obtención de familias de discontinuidades. (Gonzales, 2002)

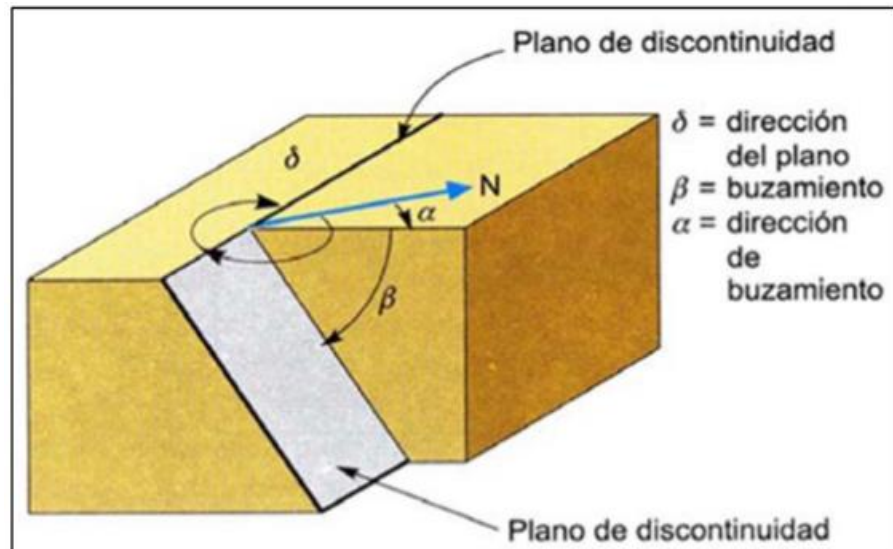


Figura 2: Dirección y buzamiento en un plano de discontinuidad.
Fuente: Gonzales, 2002.

- Espaciado: Se refiere a la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia y la medición del mismo se realiza con una cinta métrica colocada de forma perpendicular a los planos a ser medidos, registrándose la distancia entre discontinuidades adyacentes. (Gonzales, 2002) En los testigos de perforación diamantina el espaciado se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$\left(\text{Espaciado promedio} = \frac{\text{longitud evaluada}}{\text{número de discontinuidades}} \right)$$

- Continuidad o Persistencia Longitud o extensión superficial del plano de la discontinuidad. (Gonzales, 2002)
- Rugosidad: Son las irregularidades observadas a lo largo de las superficies de discontinuidad. La descripción de dicho parámetro se realiza de acuerdo a dos escalas: métrica y milimétrica, según la primera las superficies pueden ser: planas, onduladas o escalonadas y por la segunda pueden ser: pulidas, lisas o rugosas. (Gonzales, 2002)
- Resistencia de las paredes:
 - ✓ Influye en la resistencia al corte y en la deformabilidad del plano de discontinuidad.

- ✓ Influida por: la roca matriz, el relleno y la meteorización (menor en las discontinuidades).
- ✓ Se determina a partir del martillo Schmidt o mediante los índices de campo: R0 – R6. (Gonzales, 2002)
- Abertura: Representa la distancia medida sobre la perpendicular común entre las paredes de la discontinuidad y su medida se realiza directamente con una regla graduada en milímetros. (Gonzales, 2002)
- Relleno: Corresponde al material de naturaleza distinta a la roca de las paredes encontrado entre las discontinuidades. (Gonzales, 2002)
- Filtraciones El agua procede mayoritariamente del flujo en discontinuidades (permeabilidad secundaria), en rocas sedimentarias puede haber también permeabilidad en la matriz rocosa (permeabilidad primaria). (Gonzales, 2002)
- Grado de alteración: Es el grado de alteración que se muestra en las superficies de las discontinuidades, por lo general es mayor al grado de alteración del macizo. (Gonzales, 2002)

2.2.2.9. Clasificación RMR – Rock Mass Rating

Desarrollado por Bieniawski 1989, da una estimación de la calidad del macizo rocoso, relacionándola con parámetros geotécnicos, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- La resistencia a la compresión simple del material
- El grado de fracturación en términos del RQD
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las discontinuidades
- La presencia de agua (condiciones hidrogeológicas)
- La orientación de las discontinuidades

Estos factores se cuantifican definiendo valores para cada parámetro, cuya suma, en cada caso, nos da el índice de calidad del RMR que varía entre 0 y 100 (mayor cuanto mejor es la calidad de la roca). Para mayor detalle ver las Tablas 9 y 10. (Bieniawski, 1989).

2.2.2.10. Clasificación de Hoek (GSI – Geological Strength Index)

Creado por Hoek en 1994 es un índice de calidad geomecánica para los macizos rocosos cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físico - mecánicas de un macizo rocoso:

- La macro estructura
- La condición de las superficies de las discontinuidades.

Según este índice, la fuerza de un macizo, depende de las propiedades de los bloques de roca intacta y también sobre la capacidad de ellas de resistirse al deslizamiento y rotación entre sí. (Hoek, 1994)

El GSI, proporciona un valor que, combinado con las propiedades de la roca intacta, puede utilizarse para estimar la reducción de fuerzas resistentes, ante diferentes condiciones geológicas. Se conoce que:

$$\left[GSI = RMR_{89} - 5 \right]$$

Donde RMR'89 asigna 15 puntos a la condición de aguas subterráneas y 0 puntos al ajuste por orientación de las discontinuidades. La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos.

Tabla 5
Clasificación del RMR.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)			
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1	
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
	Puntuación		20	17	13	6	5			
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m			
	Puntuación		20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad		<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Abertura		Nada	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación		6	5	4	1	0		
		Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligerament e rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Relleno		Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación		6	4	2	2	0		
		Alteración		Inalterada	Ligerament e alterada	Moderada mente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel		Nulo	<10litros/m in	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación de agua / Tensión principal mayor		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general		Seco	Ligerament e húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación		15	10	7	4	0		

Fuente: Gonzales, 2002.

Tabla 6
Calidad del RMR.

PUNTUACION	100 – 81	80 - 61	60 – 41	40 – 21	< 21
CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala

Fuente: Gonzales, 2002.

2.2.3. Factor de Seguridad en la Estabilidad de Taludes

En general, los métodos de cálculo para la estabilidad de taludes en macizos rocosos se pueden agrupar de la siguiente forma (Tabla 7):

Tabla 7

Métodos de cálculo.

Métodos de Cálculo	
1. Métodos completos	Método de elementos finitos
	Método de diferencias finitas
2. Métodos incompletos	Métodos estáticos
	Métodos cinemáticos
3. Métodos de equilibrio límite	
4. Métodos empíricos	
5. Métodos simplificados	Ábacos

Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Para la mayoría de los casos en mecánica de rocas, se suelen recomendar dos métodos extremos a aplicar para el cálculo - o el sencillo cálculo mediante el método de equilibrio límite o, el relativamente complejo análisis mediante el método de elementos finitos. El método de equilibrio límite es adecuado normalmente cuando el mecanismo de rotura se conoce o puede suponerse previamente, y cuando el comportamiento mecánico de las superficies de rotura es dúctil. Para condiciones complejas del macizo rocoso, o en medios escasamente diaclasados, no suele ser posible predecir la superficie de rotura, lo que conlleva la imposibilidad de aplicar el método de equilibrio límite. No es posible aplicarlo para modelar efectos progresivos de rotura. El método de elementos finitos es capaz de modelar situaciones complejas e incluso mecanismos progresivos haciendo iteraciones durante la solución del problema, donde cada nueva iteración tiene como parámetros de partida los parámetros de la iteración anterior. Sin embargo, este tipo de cálculo, requiere un conjunto de parámetros tensodeformacionales relativos al comportamiento mecánico del macizo rocoso, prácticamente imposible de conocer en la actualidad. En la práctica geotécnica el método de equilibrio límite se ha utilizado mucho para el análisis rutinario de estabilidad de taludes. Cuando se necesitan predicciones relacionadas con las deformaciones se acude al método de elementos finitos. Sin embargo, el método de equilibrio límite tiene la ventaja de su simplicidad y que provee el factor de seguridad como índice de estabilidad. Para la roca Iracturada ambos métodos (método de equilibrio límite y método de elementos finitos) se pueden aplicar dentro de las

limitaciones de sus hipótesis fundamentales, y las herramientas de cálculo hoy en día disponibles pueden hacer coincidir los resultados. Específicamente, si el macizo rocoso se puede aproximar como medio continuo, estos métodos pueden ser coincidentes. De todos modos, el comportamiento del macizo rocoso depende de la geometría (existencia) de discontinuidades como fracturas, juntas, planos de estratificación o fallas, así que se deben considerar la interacción entre bloques individuales definidos por discontinuidades. En el futuro es posible que los métodos de elementos finitos lleguen a sustituir a los métodos de equilibrio límite. Sin embargo, hoy en día se tiene más confianza en los coeficientes de seguridad que proporcionan estos últimos métodos, aunque también se es consciente de la mayor potencialidad que tienen los métodos de elementos finitos, al analizar los problemas en tensiones y deformaciones conjuntamente.

2.2.3.1. Métodos completos

Los métodos completos estudian el proceso tensodeformacional al que se somete el macizo rocoso al excavar un talud. Por lo tanto, es necesario conocer las condiciones tensionales y deformacionales al completo. Parten de la discretización del macizo en una malla de elementos y permiten reproducir contornos complicados, terrenos heterogéneos, comportamientos no lineales, simular las fases de excavación del proceso constructivo, considerar campos tensionales anisótropos, etc. Es decir, permiten incorporar en el cálculo casi todas las limitaciones de otros métodos de cálculo. Su empleo en los últimos años ha venido favorecido por el desarrollo de los medios informáticos. Los métodos más usados dentro de los métodos completos son el método de elementos finitos y el método de diferencias finitas.

2.2.3.1.1 Método de Elementos Finitos

El método de elementos finitos, desarrollado a finales de los años 60, es el más usado en la actualidad dentro de los métodos numéricos en geotecnia. La idea básica de este método es la división del dominio del problema en triángulos, rectángulos, etc., para postular a priori la forma de la solución dentro de uno de los elementos. Una vez postulada la forma de la solución se

establecen las condiciones que tal solución ha de cumplir para aproximarse lo más posible a la solución real del problema. Es necesario ir tomando elemento a elemento e ir componiendo individualmente para cada uno su matriz de rigidez. Todo ello conduce a un sistema de ecuaciones lineales cuya solución se resuelve mediante métodos directos o métodos iterativos. Una de las ventajas del método de elementos finitos es su sencillez de comprensión por parte de los técnicos. Es un método que tiene grandes posibilidades, pero en realidad también tiene limitaciones muy serias que restringen su campo de aplicación. Es difícil predecir el comportamiento mecánico del macizo rocoso y sus discontinuidades. Entre las limitaciones hay que destacar la dificultad de introducir las ecuaciones constitutivas verdaderamente representativas del comportamiento del terreno. El método de elementos finitos es el método más utilizado para el cálculo de estabilidad de taludes cuando se requiere el análisis en deformaciones. El método de elementos finitos se utiliza para el cálculo de tensiones, movimientos y presiones intersticiales de taludes, para análisis de condiciones durante la construcción y después de construcción, para analizar la posibilidad de aparición de grietas, para fenómenos de fracturación hidráulica, o de rotura local y en general para el estudio de la estabilidad global de taludes. El método es muy versátil ya que puede incorporar condiciones complejas, incluyendo comportamientos tensión-deformación no lineales, terrenos heterogéneos, cambios de geometría durante la construcción, las geometrías complejas, etc. Existen numerosas publicaciones y libros que describen este método. Una de las primeras aplicaciones prácticas del método de elementos finitos utilizado en problemas de excavaciones subterráneas viene dada por Wittke (1977). Una recopilación general de la teoría y aplicabilidad del método de elementos finitos en ingeniería geotécnica viene dada por Potts & Zdravkovic (1999,2000).

2.2.3.1.2 Método de Diferencias Finitas

En el método de diferencias finitas es imprescindible formular el sistema de ecuaciones diferenciales que rigen el problema. El principio fundamental de este método se basa en sustituir la expresión diferencial por una expresión equivalente en términos de incrementos finitos de las variables. Todas las variables del problema quedan discretizadas. Las variables geométricas discretizadas conllevan la subdivisión del dominio mediante una red ortogonal. La discretización de las ecuaciones diferenciales permite obtener expresiones que relacionan los valores de las variables y sus incrementos y por lo tanto permiten la solución del problema en forma incremental. El método de diferencias finitas ha sido aplicado a los problemas de filtración, a los problemas de consolidación unidimensional, a los problemas de interacción suelo estructura (por ejemplo, vigas y losas sobre cimiento elástico, pilotes sometidos a esfuerzos horizontales, hincas de pilotes, etc.), etc.

Las ventajas que tiene son su sencillez de programación y la facilidad de resolver los sistemas de ecuaciones que aparecen en los esquemas explícitos. La introducción de las condiciones de contorno en la malla que se emplea para discretizar el entorno del problema en 2D y 3D es, sin embargo, problemática. Considera el macizo rocoso como un conjunto de bloques rígidos o deformables. El programa más utilizado para resolver los problemas de medios continuos que emplea diferencias finitas es FLAC (Fast Lagrangian Analysis of Continua) (Cundall, 1971; Itasca, 1995). Como programa complementario también se utiliza el programa UDEC (Universal Distinct Element Code) (Cundall, 1976; Itasca, 1997) que tiene el código de elementos discretos y representa el programa más propio para los problemas de medios discontinuos cuando la modelización requiere poner una serie de diaclasas que gobiernan el mecanismo de fallo en posiciones ubicuas. Ambos programas son complementarios el uno del otro y se pueden utilizar para verificar los resultados obtenidos mediante ambos programas.

Un ejemplo de una comparación y aplicación de estos dos programas (FLAC y UDEC) a los casos reales ha sido realizado por Sjöberg (1999).

2.2.3.2. Métodos Incompletos

Existe un conjunto de posibilidades para el cálculo de estabilidad de taludes, que se suelen denominar como métodos incompletos, como son los métodos variaciones del cálculo de estabilidad de taludes o como la aplicación de los teoremas de análisis límite. Hacen uso de los teoremas de la cota superior y la cota inferior. Han sido desarrollados para su aplicación a la geotecnia por Chen & Snitbhan, 1975; Revilla & CasüUo, 1977; Baker & Garber, 1978; De Jong, 1980. Los denominados como métodos incompletos son de dos tipos: A - métodos estáticos, B - métodos cinemáticos. Los métodos estáticos del campo de tensiones se basan en suponer una distribución de tensiones en el macizo rocoso, que no ha de ser real, que está en equilibrio con las condiciones de contorno y que no viola el criterio de rotura del material. Esta solución no tiene en cuenta la compatibilidad en el campo de deformaciones. Esta solución proporciona un valor del coeficiente de seguridad menor que el real, por lo que se llama la cota inferior. Los métodos cinemáticos del campo de velocidades plantean una distribución de velocidades (incrementos de deformación) compatibles con las condiciones de contorno y que verifiquen las leyes de flujo del material en rotura. Esta solución no necesita el equilibrio en el campo de tensiones. Esta solución proporciona un valor del coeficiente de seguridad superior al real, por lo que se llama la cota superior. Los métodos incompletos están basados en el teorema de Drucker, Greenberg & Prager (1951), según el cual el estado tensional real se encuentra entre estas dos situaciones límite. De Jong (1981) y Castillo & Luceno (1982) realizaron una comparación de estos métodos y han concluido, que se necesita para su aplicación rigurosa mediante el método variacional de una Euler, un conjunto de requisitos matemáticos (condiciones de transversibilidad, acotamiento de las variables, etc.), que limitan la validez de los resultados. A su vez, en general, estos métodos tienen dificultades para ser aplicados a suelos heterogéneos, geometrías irregulares del talud o cuando existen presiones intersticiales. Normalmente la hipótesis básica de los métodos

incompletos es que el material geotécnico es plástico perfecto y se comporta con la ley de fluencia asociada. Los últimos trabajos llevados a cabo por Drescher & Detoumey (1993) y Michalowski (1995) hacen la extensión de análisis a materiales con ley de fluencia no asociada. El trabajo de Kim et al. (2002) hace una extensión para obtener la cota superior y la cota inferior del factor de seguridad del talud heterogéneo, con la geometría irregular y empleando presiones intersticiales. El trabajo de Collins et al. (1988) proporciona la aplicación de la cota superior al cálculo del factor de seguridad para los taludes rocosos isótropos, es decir para las rocas extremadamente fracturadas y escolleras, cuyo comportamiento es no lineal y sigue el criterio de rotura de Hoek & Brown (1980) dado en tensiones principales.

2.2.3.3. Métodos de equilibrio límite

Los métodos de equilibrio límite para el cálculo de estabilidad de taludes son los más utilizados en la práctica común por su gran sencillez y porque, a expensas de otras incertidumbres, el coeficiente de seguridad que proporcionan se asemeja enormemente al real.

Se acude al cálculo de estabilidad empleando un factor de seguridad (FS) que reduce los parámetros de resistencia para llevar el talud al estado de equilibrio límite. Existen dos procedimientos de aplicación dentro de este grupo:

- Métodos que suponen una superficie de deslizamiento predeterminada de la que se calcula su factor de seguridad, y
- Métodos en los que se busca la superficie de deslizamiento pésima y su factor de seguridad.

En este trabajo nos limitaremos a este último tipo. En este caso es necesario que el medio rocoso sea isótropo. Por ello se va a desarrollar en un cierto mayor detalle el marco teórico que utilizan.

2.2.3.3.1 Factor de seguridad

El coeficiente de seguridad representa un número que cuantifica la diferencia entre las condiciones reales en que se encuentra el talud y las condiciones que le llevan a la rotura. Representa el objetivo fundamental del análisis de estabilidad del talud. El

coeficiente de seguridad de un talud es el coeficiente mínimo de todos los coeficientes de seguridad posibles de todas las distintas superficies potenciales de deslizamiento.

➤ **De un elemento**

Para cada punto del espacio de tensiones, existen varios métodos para el cálculo del factor de seguridad en la práctica.

- El primer método se podría deducir del criterio de rotura.

Si el criterio de rotura es una expresión general del tipo:

$$f(\sigma_1, \sigma_3) = 0$$

Es equivalente a:

$$\sigma_1 = f(\sigma_3)$$

Siendo:

σ_1, σ_3 Tensiones principales mayor y menor en la rotura.

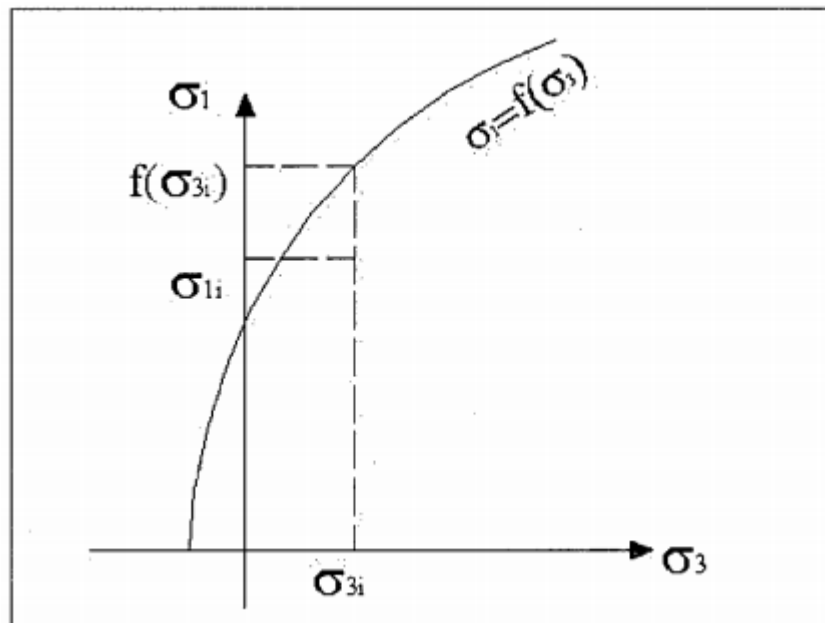


Figura 3: Estimación del factor de seguridad según el primer método.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

El factor de seguridad se calcula de la siguiente forma en el cuadrante de compresión:

$$FS = (\sigma_{3i}) / \sigma_{1i}$$

Donde σ_{3i} y σ_{1i} se obtienen del análisis de tensiones, en el punto, o elemento, en consideración.

y si la tensión principal menor excede el valor de la resistencia a tracción ($-\sigma_{3i} < \sigma_t$):

$$FS = (-\sigma_t) / \sigma_{3i}$$

- El segundo método define el valor del factor de seguridad como cociente $FS = AC/BC$, donde BC es el radio del círculo de Mohr representativo del estado tensional en el punto considerado, y AC es el radio del círculo de rotura correspondiente dibujado en el punto C (véase Figura 15). Se conserva el mismo centro para los dos círculos. Este procedimiento se puede utilizar tanto para el criterio de rotura lineal de Mohr-Coulomb como para cualquier criterio de rotura no lineal. Los valores de los radios son:

$$AC = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \text{ y } BC = \frac{\sigma_{1i} - \sigma_{3i}}{2}$$

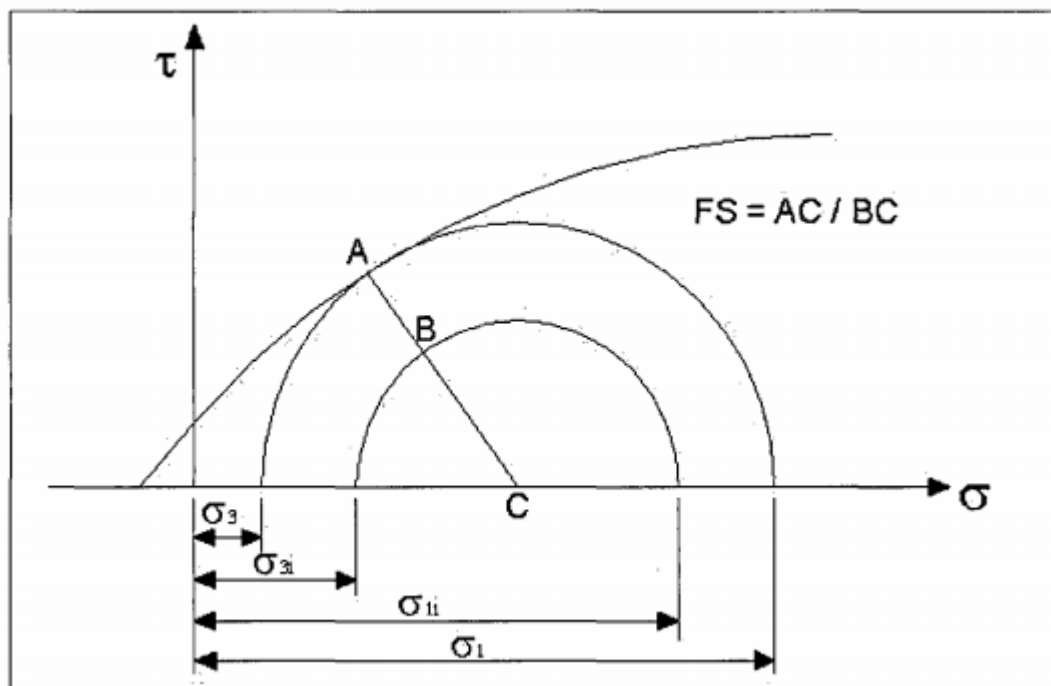


Figura 4: Estimación del factor de seguridad según el segundo método.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

- El tercer método define el factor de seguridad como cociente de los radios de los círculos de Mohr ($FS = r/r_i$) (véase Figura 16). Se conserva el mismo valor correspondiente a la tensión principal menor. Los radios de los círculos de Mohr se definen mediante las siguientes expresiones:

$$r = \frac{\sigma_1 - \sigma_{3i}}{2} \text{ y } r_i = \frac{\sigma_{1i} - \sigma_{3i}}{2}$$

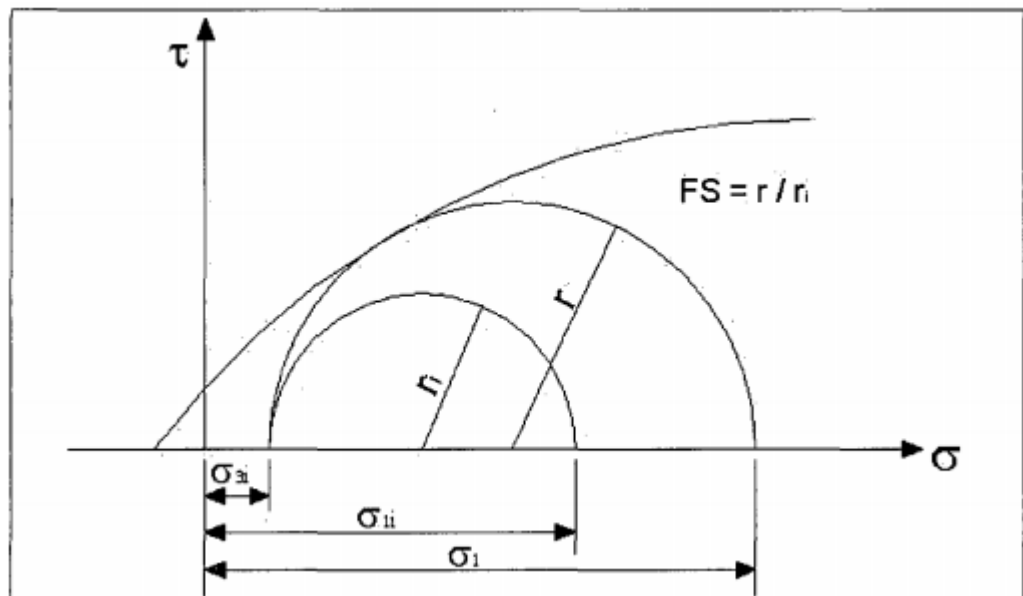


Figura 5: Estimación del factor de seguridad según el tercer método.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

➤ De una superficie

Para hallar el coeficiente de seguridad de cualquiera superficie potencial de deslizamiento es necesario conocer:

- El mecanismo de rotura;
- Las superficies potenciales de rotura más relevantes;
- Las propiedades resistentes del macizo rocoso, de las interfaces entre los bloques de roca;
- Las cargas externas a las que el macizo rocoso pueda estar sometido;
- Los factores hidrogeológicos.

El coeficiente de seguridad (FS) de cualquier superficie de deslizamiento se suele determinar en función de la resistencia al corte, porque es el factor que afecta a la estabilidad. Viene dado por la siguiente expresión:

$$FS = \frac{\int \tau_R \cdot ds}{\int \tau \cdot ds}$$

Donde:

T_R : es la resistencia máxima que se puede movilizar a lo largo de la superficie potencial de deslizamiento,

T : es la resistencia movilizada a lo largo de la superficie potencial de deslizamiento,

ds : es el diferencial de longitud sobre la superficie de deslizamiento.

El valor del factor de seguridad menor que 1.0 indica que el deslizamiento es posible. Si hay varias superficies de deslizamiento con el valor del factor de seguridad calculado menor que 1.0 significa que todas pueden deslizar. Del valor de $FS = 1.0$ se puede calcular el ángulo de inclinación del talud máximo que se puede excavar en un macizo rocoso. El ángulo de inclinación del talud definitivo debería ser menor que el valor obtenido para el $FS = 1.0$ para disponer de un margen de seguridad. Los órdenes de magnitud que se suelen considerar como aceptables, bajo condiciones estáticas, respecto a los valores del coeficiente de seguridad son del orden de $FS = 1.3$ para taludes temporales, pero para taludes permanentes y en los sitios de gran importancia o especialmente sensibles se puede alcanzar el valor de $FS = 1.5$ como suficiente.

2.2.3.3.2 Análisis matemático

Para obtener el factor de seguridad bajo condiciones estáticas, se debe conseguir que la suma de fuerzas en direcciones vertical y horizontal y la suma de momentos sean nulos. Estas condiciones, junto con el criterio de rotura son insuficientes para que el problema sea determinado. Se debe disponer de más información ya sea sobre la distribución de las fuerzas normales en las bases de rebanadas o ya sea sobre la distribución de las fuerzas entre rebanadas. En general, los distintos métodos de rebanadas se pueden clasificar en términos de (1) estática utilizada para derivar la ecuación del factor de seguridad y (2) hipótesis de fuerzas en interfaces entre rebanadas para hacer el

problema determinado. El número de ecuaciones conocidas en las n rebanadas, para obtener el factor de seguridad (F_5), es:

n - Número de ecuaciones de equilibrio de fuerzas en la dirección horizontal para cada rebanada.

n - Número de ecuaciones de equilibrio de fuerzas en la dirección vertical para cada rebanada.

n - Número de ecuaciones de equilibrio de momentos para cada rebanada.

n - Número de ecuaciones de criterios de rotura del material para cada rebanada.

Por lo que $4n$ es el número total de ecuaciones disponibles.

El número de variables desconocidas del problema para obtener el factor de seguridad:

n - Magnitudes de fuerzas normales en la base de cada rebanada.

n - Puntos de aplicaciones de fuerzas normales en la base de cada rebanada.

n - Magnitudes de fuerzas tangenciales en la base de cada rebanada.

$n-1$ - Magnitudes de las fuerzas normales en las interfaces entre cada rebanada.

$n-1$ - Magnitudes de las fuerzas tangenciales en las interfaces entre cada rebanada.

$n-1$ - Puntos de aplicaciones de las fuerzas en las interfaces entre cada rebanada.

1 - Valor del factor de seguridad $\{FS\}$.

Por lo que $6n-2$ es el número total de variables desconocidas. Considerando que el número de variables desconocidas excede el número de ecuaciones disponibles, el problema es matemáticamente indeterminado. Se deben hacer hipótesis complementarias respecto a las direcciones, o magnitudes, o puntos de aplicaciones de las fuerzas, etc., para hacer el problema determinado. Es decir, han de establecerse $2n-2$

ecuaciones adicionales para resolver las variables desconocidas. La mayoría de los métodos suponen que el punto de aplicación de las fuerzas normales en las bases de cada rebanada es el centro de la base de cada rebanada (n hipótesis). Esto reduce el número de variables desconocidas a $5n - 2$.

2.2.4. Diseño de Bancos

2.2.4.1. Tipos de rotura en bancos

El macizo rocoso puede presentar distintos modos de rotura dependiendo de los siguientes factores:

- ✓ Presencia o ausencia de las discontinuidades;
- ✓ Orientación de los planos de discontinuidades en relación con la cara exterior del talud;
- ✓ Espaciamiento de las discontinuidades en una, dos y tres dimensiones;
- ✓ La resistencia al corte de las paredes de discontinuidades;
- ✓ La continuidad de sus discontinuidades;
- ✓ La influencia del agua.

Los movimientos que se desarrollan en un talud en un macizo rocoso poco fracturado o con sistemas de discontinuidades muy marcados, se distinguen de los movimientos en suelos por intervenir como factor principal de su inestabilidad la presencia de discontinuidades naturales (fallas, diaclasas, juntas de estratificación, esquistosidad, etc.) antes de producirse un movimiento. En este sentido, los medios rocosos son medios discontinuos compuestos por bloques sólidos separados entre sí por discontinuidades, cuyas propiedades tensodeformacionales son de naturaleza anisótropa, donde la rotura se produce a lo largo de superficies preexistentes. Por otra parte, en macizos rocosos fuertemente fracturados, en los que puede considerarse que existe una distribución espacial isotrópica de múltiples discontinuidades, la rotura se puede desarrollar a lo largo de múltiples micro superficies de corte y puede ser muy similar a la que se produce en un suelo y en ese caso el macizo rocoso puede considerarse como un medio continuo isotrópico. En un talud, la inestabilidad se produce cuando una parte del macizo rocoso se mueve

significativamente en relación a otra que permanece estable. Ello quiere decir que las masas inestables están delimitadas por superficies que llamamos superficies de deslizamiento y que conforman sus superficies de contorno. Sobre las superficies de deslizamiento las tensiones están en la condición límite, es decir que en ellas se verifica el criterio de rotura. En los medios rocosos las superficies de contorno son debidas unas veces a discontinuidades estructurales preexistentes, y otras veces a superficies de deslizamiento a través de la roca intacta o superficies mixtas. En otros casos cuando la roca está intensamente fracturada la rotura se produce a lo largo de una superficie que atraviesa el macizo. Una de las clasificaciones más utilizadas para identificar los mecanismos de rotura es la elaborada por Vames (1978), para US Transportation Research Board y la National Research Council. Establece seis tipos de movimientos básicos. Se presentan resumidos en la Tabla 8.

Tabla 8
Clasificación de tipos de movimientos.

TIPOS DE MOVIMIENTOS		
1. Deslizamientos	Traslacionales	Planos <hr/> Superficie de rotura singular <hr/> Superficie de rotura poligonal <hr/> Cuñas <hr/> Bloques <hr/> Masas fracturadas
	Rotacionales	
2. Extensiones laterales		
3. Vuelcos		
4. Pandeos		
5. Desprendimientos		
6. Movimientos complejos		

Fuente: Bienawski, 1989.

Cada uno de los diferentes tipos de los movimientos citados en la Tabla 8 ocurre con distinta frecuencia. Por ejemplo, el denominado como "deslizamiento" ocurre más a menudo que el correspondiente al vuelco o al pandeo. Cada uno de los tipos de movimientos se analiza aplicando distintos métodos de análisis bajo distintas condiciones de equilibrio. En los movimientos de tipo rotura plana, rotura por cuña y vuelco, que dependen de la orientación de las discontinuidades, orientación de la cara

exterior del talud y resistencia al corte, los factores geométricos tienen gran influencia en su estabilidad.

2.2.4.2. Deslizamientos

Los deslizamientos pueden ser traslacionales o rotacionales. Se producen al superar la resistencia al corte a lo largo de la superficie de deslizamiento predeterminada. Los deslizamientos traslacionales se producen a través de superficies que tienen formas aproximadamente planas o curvas.

Según Hoek & Bray (1981), el deslizamiento circular en taludes en macizos rocosos ocurre cuando:

- No hay ninguna singularidad estructural dominante dentro de la masa deslizante (por ejemplo, un macizo rocoso extremadamente fracturado con ninguna orientación de discontinuidades predominante).
- Las partículas individuales son muy pequeñas en comparación con el tamaño del talud, y
- Las partículas individuales dentro de la masa rocosa no están conectadas entre sí como consecuencia de su forma.

Cuando el macizo rocoso se encuentra extremadamente fracturado o meteorizado, o cuando, además, se presentan capas menos resistentes próximas al pie del talud, la superficie de deslizamiento es muy similar a la que se produce en suelos, es decir se produce el deslizamiento rotacional. Geométricamente la forma de deslizamiento se acerca más a la superficie casi circular o cóncava que a cualquier otra (véase Figura 6). Los movimientos rotacionales a lo largo de las superficies circulares se desarrollan si hay discontinuidades preexistentes de características resistentes pobres, o cuando el talud es suficiente alto o abrupto, o ambas cosas a la vez para que las tensiones cortantes producidas por la excavación excedan la resistencia de la masa rocosa.

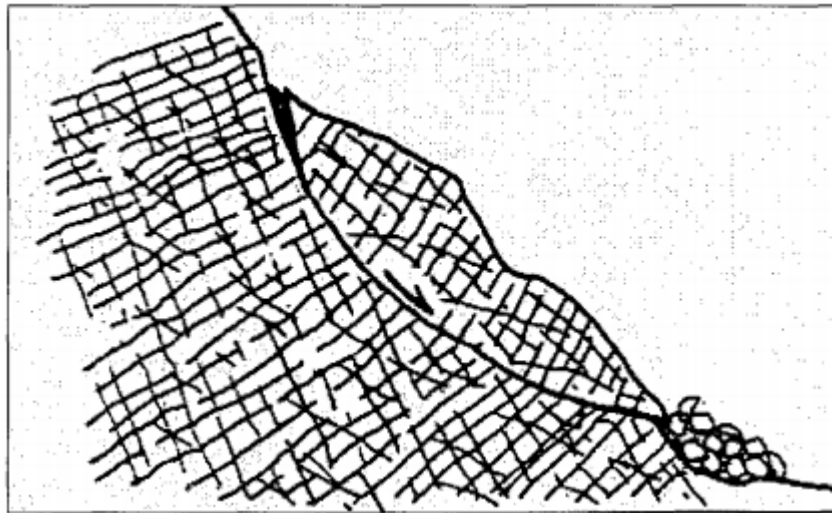


Figura 6: Deslizamiento circular.
Fuente: Bienawski, 1989.

La superficie de deslizamiento circular es el clásico deslizamiento por corte típico para suelos. En medios rocosos, la razón predominante para que se produzca la rotura es la disminución de resistencia al esfuerzo cortante a lo largo de las juntas. Las superficies de deslizamiento en medios rocosos se desarrollan en parte a lo largo de juntas, y en parte cortando la roca matriz. Suele ocurrir en macizos muy diaclasados con tamaño de bloques muy pequeños respecto al talud, pero también es muy frecuente en rocas muy blandas, blandas o muy meteorizadas. Los tipos de roca que generan este tipo de rotura son también ricos en partículas arcillosas, o reblandecidos por decompresión y por influencia del agua cuando la presión intersticial es suficientemente alta como para producir la inestabilidad rotacional. Como consecuencia de este tipo de movimiento aparecen las grietas de tracción en la parte superior del deslizamiento y hacia la dirección del movimiento. Estos deslizamientos pueden estar también condicionadas por la rotura a través de discontinuidades preexistentes. Por ejemplo, a través de grietas de tracción, en combinación con deslizamientos planos, o formando la superficie circular por las diaclasas existentes.

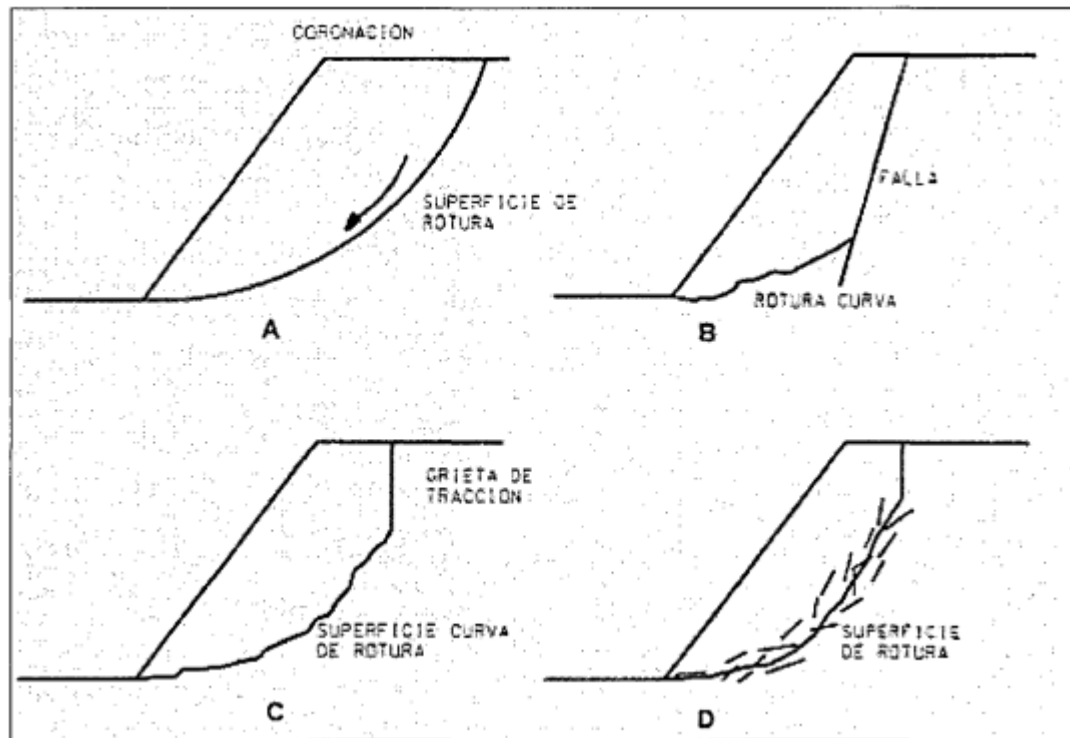


Figura 7: Deslizamiento circular combinado.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

En estos casos de deslizamiento rotacional se pueden y se suelen aplicar los métodos de cálculo de rebanadas típicos y válidos para suelos (Janbu, Bishop, Spencer, Morgenstem & Price, etc.), en donde incluso las superficies deslizantes se pueden forzar para que pasen por las zonas más débiles del terreno. Cuando se presentan grietas de tracción en cabeza del talud, (por meteorización o liberación de tensiones iniciales), no se pueden aplicar directamente los programas de cálculo que habitualmente utilizan esas bases teóricas. Se puede hacer un análisis similar al realizado por Hoek & Bray (1981), utilizando el método de Bishop con posible presencia de agua en la grieta de tracción.

También se pueden presentar tipos de deslizamiento circular combinado tales como los representados en la Figura 8 y cuyo deslizamiento se puede asemejar de manera simplificada a un círculo. Estos son:

- ✓ Deslizamiento circular por cortante;
- ✓ Deslizamiento circular por cortante en combinación con deslizamiento plano;
- ✓ Deslizamiento circular por cortante en combinación con la grieta de tracción en la parte superior del talud; y

- ✓ Deslizamiento circular a través del macizo rocoso y a lo largo de discontinuidades.

El término "deslizamiento curvilíneo" (Hudson & Harrison, 1997) se utiliza para describir un grupo de inestabilidades tales como los mostrados en la Figura 7, que es complementaria a las Figuras 8 y 9. Este término, en términos coloquiales, se considera sinónimo al término más usual de deslizamiento circular que a su vez se considera que también tiene en cuenta un deslizamiento no circular.

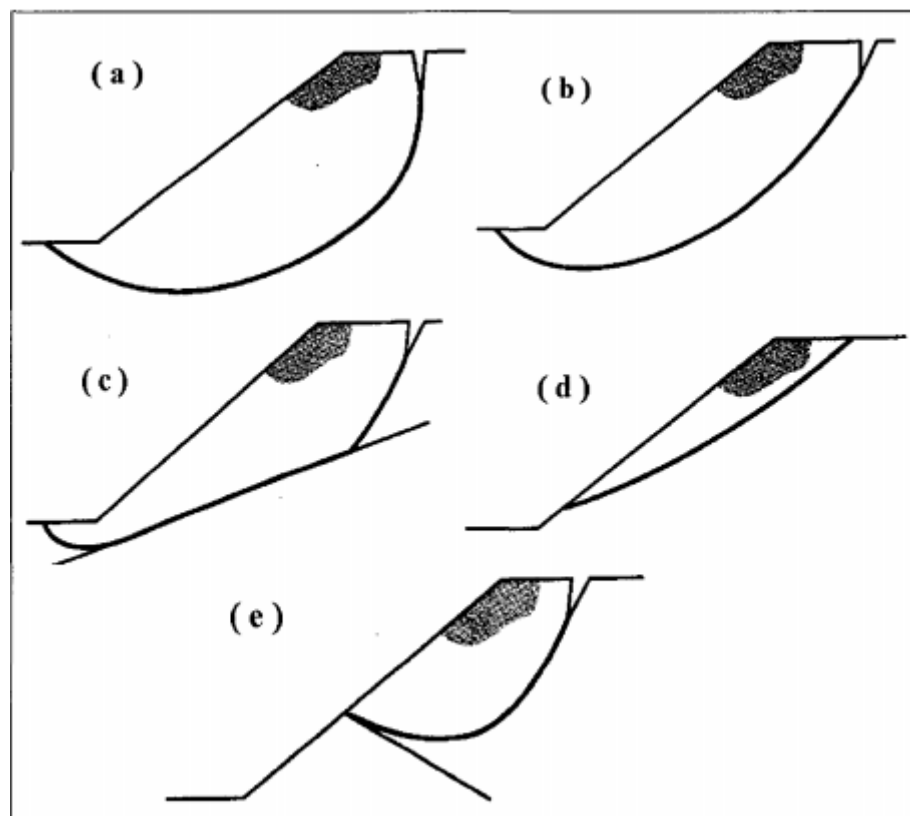


Figura 8: Desarrollo de deslizamiento curvilíneo.

Fuente: Hoek & Bray, 1981.

En la Figura 8 se presentan cinco diagramas de condiciones geológicas diferentes, bajo cuales los deslizamientos curvilíneos se pueden desarrollar:

- Para material rocoso isótropo, la forma de superficie de deslizamiento tiende a tener una sección circular. Ocurre en la roca fuertemente diaclasada, la roca fragmentada, la roca alterada y meteorizada, en rocas blandas, etc.

- Para material rocoso anisótropo, tal como los que poseen una estructura laminada, donde la superficie de deslizamiento tiende a alargarse en la dirección paralela a la estructura laminada. Ocurre en las rocas laminadas como pizarras, esquistos, lutitas, etc.
- Para material rocoso con una discontinuidad muy marcada donde el deslizamiento tiende a seguir esta misma discontinuidad lo más posible. Ocurre en cualquier tipo de roca que contiene juntas, fallas, etc.
- En los materiales rocosos con una resistencia poco cohesiva y de naturaleza granular, la curvatura de deslizamiento es menos marcada y tiende a ser plana y la grieta de tracción casi no existe. Ocurre en la roca fuertemente fracturada, residual y adopta formas superficiales.
- En los materiales rocosos heterogéneos donde la diferencia entre dos materiales es muy marcada, siendo el material de abajo más resistente.

Basándose en datos tomados de la experiencia, en estos materiales se produce una superficie de deslizamiento de tipo curvilínea y normalmente termina con una grieta de tracción en la parte superior del mismo. La forma y la posición de la superficie de deslizamiento dependen de las características resistentes del macizo rocoso, es decir de sus características estructurales. En las Figuras 7 y 8 vienen presentadas las superficies de deslizamiento bidimensionales. En realidad, la superficie de deslizamiento circular es un fenómeno tridimensional (véase Figura 9), pero como simplificación, y del lado de la seguridad, se analizará en dos dimensiones.

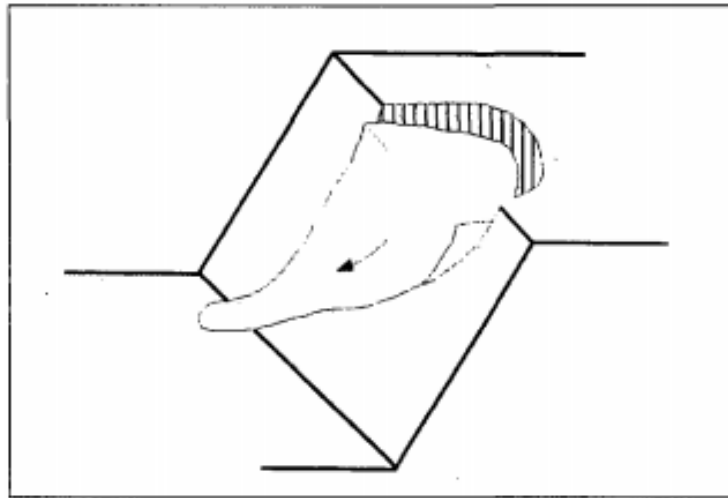


Figura 9: Geometría tridimensional de deslizamiento circular.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

La Figura 10 representa el deslizamiento traslacional sobre una superficie preexistente. La masa del terreno que se moviliza se mueve a lo largo de una superficie casi plana o suavemente ondulada, por discontinuidades bien marcadas con menor resistencia al corte; por ejemplo, en el contacto de calizas y margas, o por ejemplo sobre una superficie de esquistosidad con arcilla.

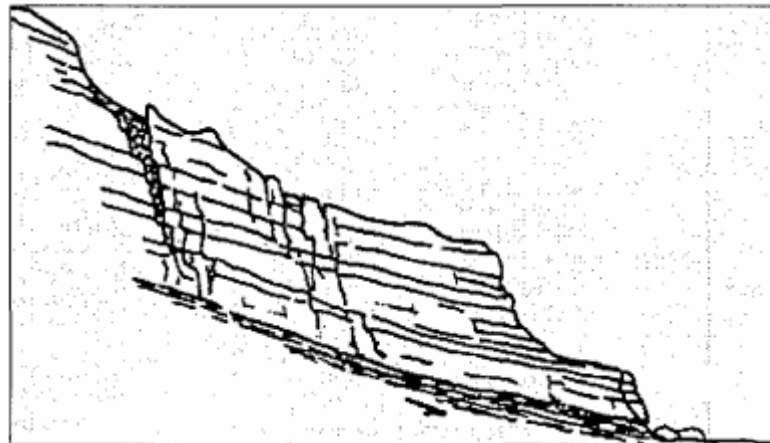


Figura 10: Deslizamiento traslacional.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Los casos particulares del deslizamiento traslacional desde un punto de vista práctico son rotura plana y rotura por cufias.

a) Rotura plana

Cuando el deslizamiento corresponde a uno o varios bloques a favor de planos de deslizamiento, las roturas se llaman planas. El

deslizamiento plano suele producirse cuando la masa no esté confinada lateralmente. Normalmente ocurre en taludes naturales o en desmontes cuando las discontinuidades tienen casi la misma dirección del buzamiento que la superficie natural del talud. La tipología de rotura plana es muy frecuente y puede ser de máxima peligrosidad. La rotura plana en un macizo rocoso representa uno de los mecanismos más simples de rotura. Los mecanismos básicos de deslizamientos traslacionales planos se pueden subdividir en (véase Figura 11):

- ✓ Rotura por un plano singular;
- ✓ Rotura por un plano singular con grieta de tracción;
- ✓ Rotura por plano escalonado y con puentes de roca matriz;
- ✓ Rotura por una superficie poligonal formada por varios planos.

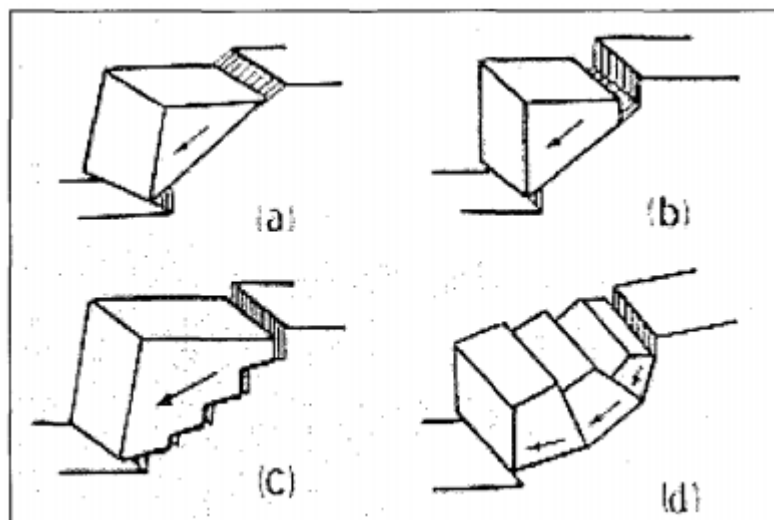


Figura 11: Rotura plana.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

El caso más elemental corresponde a un mecanismo simple, con una superficie de rotura plana singular, cuyo tratamiento matemático es muy sencillo. Para que ocurra la rotura plana a lo largo de una única superficie plana, han de cumplirse las siguientes condiciones cinemáticas y mecánicas descritas por Hoek & Bray (1981):

- ✓ La superficie de rotura es un plano continuo que ha de tener el rumbo paralelo o casi paralelo a la superficie del talud (aproximadamente $\pm 20^\circ$).
- ✓ La superficie de rotura debe buzarse hacia el exterior del talud y salir por la superficie vista del desmonte (el buzamiento de superficie

de rotura Ψ es menor que el buzamiento de la superficie del talud δ).

- ✓ El buzamiento de la superficie de rotura (Ψ) debe de ser mayor que el ángulo de rozamiento (Φ) de este plano. En el caso de que exista agua, la rotura plana se puede producir con $\Psi < \Phi$.
- ✓ Las superficies laterales que separan el plano deslizante han de tener una resistencia despreciable frente al conjunto.

El caso de rotura plana se puede estudiar mediante métodos analíticos y mediante métodos gráficos (mediante la proyección estereográfica). Se analiza como un problema bidimensional.

b) Rotura por cuña

Cuando el bloque que desliza está limitado por dos o tres juntas se trata de una rotura por cuña (véase Figura 12). Ocurre en taludes cortados por dos superficies de discontinuidades, no paralelas, de tal manera que la línea de intersección de ambos planos 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.

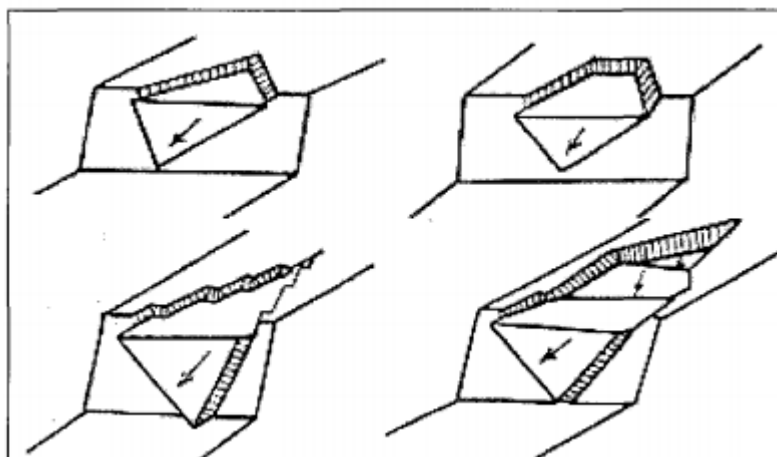


Figura 12: Rotura por cuña.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

El caso de rotura por cuña es un caso especial de la rotura plana. La dirección resultante de rotura es la línea de intersección de superficies de discontinuidades.

2.2.4.3. Rotura por Vuelco

Para que se produzca en un talud el fenómeno de vuelco, también conocido como "cabeceo", o 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 del talud. El vuelco conlleva la rotación de los bloques, o columnas, en torno de una base fija bajo la acción gravitatoria o presión de agua en las discontinuidades. Implica que un estrato tiende a quedar colgado y soportado por la resistencia pasiva de las capas de la base del talud. Goodman & Bray (1976) cifran en $\pm 10^\circ$ la diferencia máxima entre ambos para que se produzca el fenómeno. Las roturas por vuelco 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. En la Figura 13 se presentan tres tipos de vuelcos:

- A - Vuelco por flexión ("flexural toppling").
- B - Vuelco de bloques rígidos ("block toppling").
- C - Vuelco por flexión de bloques (mixto) ("block-flexural toppling").

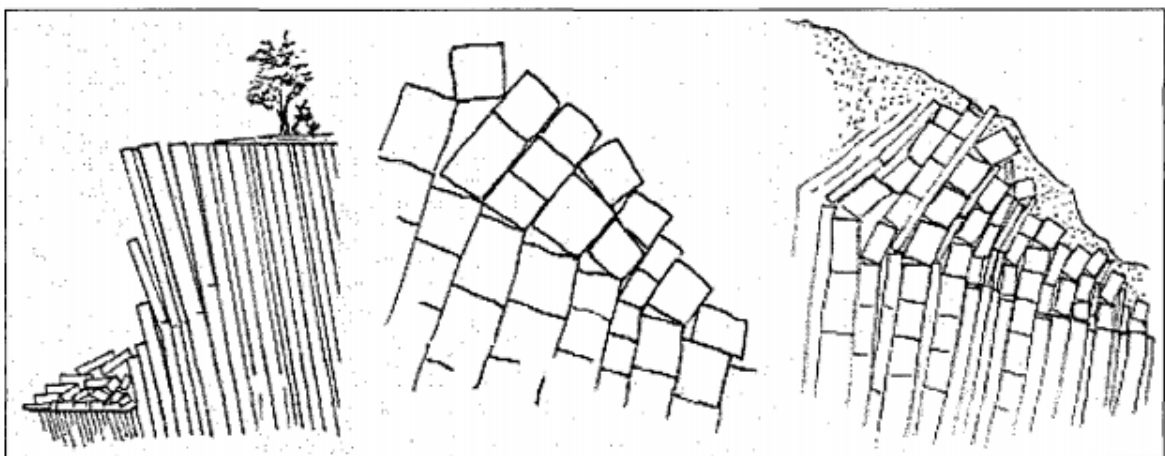


Figura 13: Rotura por vuelco.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

El vuelco por flexión se produce en rocas duras con discontinuidades bien definidas y con pendientes casi verticales. Puede ser provocado por la erosión de la base del talud. Se desarrolla como un mecanismo compuesto por flexiones pseudo-continuas del material, individualizado en columnas. Ello es debido a una serie de movimientos acumulados a lo largo de las discontinuidades, lo que conlleva el origen de grietas de tracción muy profundas. En este caso no existen formulaciones válidas que sean fáciles de aplicar para el cálculo. Este tipo de vuelco abarca a menudo, horizontalmente, la longitud de hasta cinco veces de altura del talud. El vuelco de bloques rígidos puede ocurrir en una roca dura con juntas ortogonales de gran espaciamiento, dando lugar a una geometría de columnas divididas en bloques. El empuje sobre los bloques inferiores origina su desplazamiento, y progresa hacia la parte superior del talud. En este caso existen distintos métodos de cálculo, como los de Goodman & Bray (1976), los ábacos de Zanbak (1983), de Ayala et al. (1985). El método de Sagaseta et al. (2001) supone un avance en el tratamiento matemático y analítico de este problema. El vuelco mixto se caracteriza por una flexión pseudo-continua que afecta a columnas largas de roca con juntas transversales, y representa un caso que participa de las características de los dos mecanismos antes descritos. Su análisis resulta muy complejo.

Existen también modos de rotura por vuelco de tipo secundario, es decir, provocado como consecuencia de otros modos de inestabilidad (véase Figura 14). Estos tipos de vuelco generalmente se inician por el corte del pie de talud por incidencias naturales, como erosión, o por las actividades de origen humano. En todos estos casos representados en la Figura 13, el primer modo de rotura viene dado como un deslizamiento, y como consecuencia del mismo se produce una rotura por vuelco.

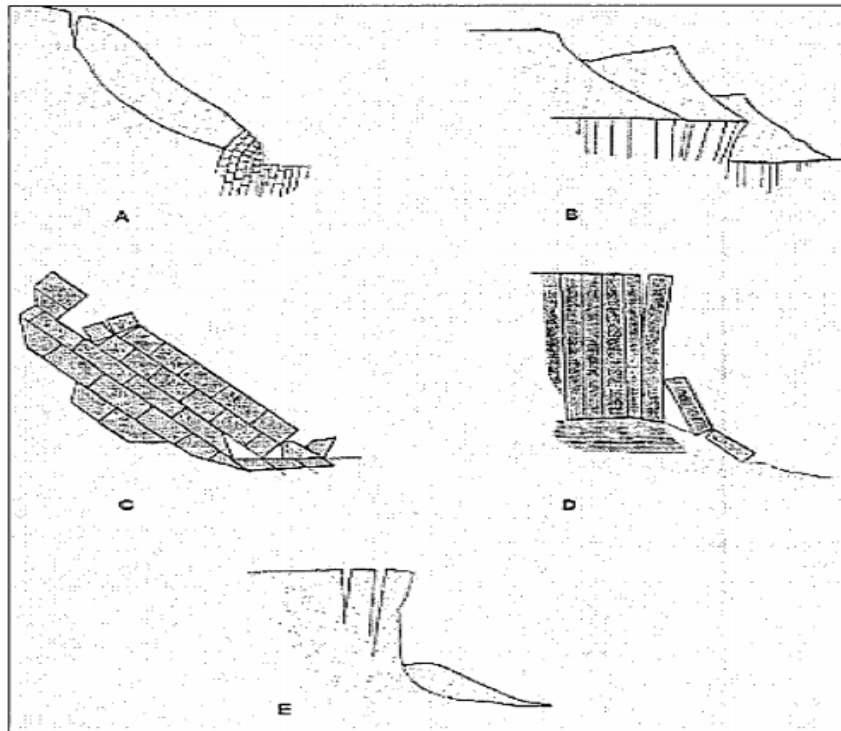


Figura 14: Rotura por vuelco secundario.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Tales son, por ejemplo (véase Figura 14):

- ✓ A - Vuelco en la base del talud producido por el empuje de la masa deslizada.
- ✓ B - Vuelco inducido por el sobrepeso de una masa deslizada.
- ✓ C - Deslizamiento y vuelco de la cabeza del talud por desplazamiento de los bloques del pie del talud.
- ✓ D - Vuelco de una roca columnar por erosión de la base.
- ✓ E - Vuelco desencadenado por grieta de tracción.

2.2.4.4. Rotura por pandeo

El fenómeno de pandeo ("buckling") se produce cuando el buzamiento de discontinuidades es igual o mayor que el buzamiento del talud natural. Es decir, cuando la estratificación es subvertical, y cuando los estratos son suficientemente estrechos. Debe existir una gran diferencia entre dos de las tres dimensiones que definen geometría. Este tipo de rotura, bastante singular, puede darse en determinados taludes con un elevado ángulo de inclinación y con una estratificación o fracturación de la roca paralela al talud. Puede progresar hacia el interior del talud y llegar sucesivamente a

estratos subyacentes. La rotura por pandeo se puede denominar también como vuelco inverso de los estratos. La rotura por pandeo se ve favorecida por la presencia de empujes sobre la placa o estrato superficial, procedentes del terreno subyacente, o por el efecto de la subpresión. También se produce por compresión de columnas de roca.

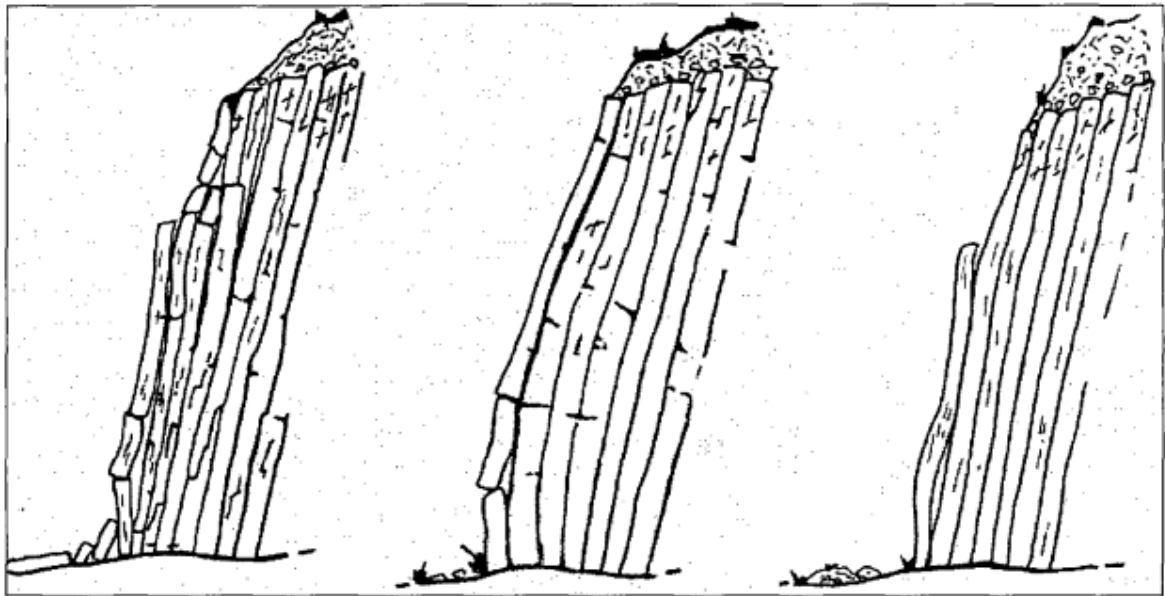


Figura 15: Rotura por pandeo.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Pueden darse los siguientes casos de rotura por pandeo (véase Figura 15):

- ✓ A - Pandeo por flexión de placas continuas.
- ✓ B - Pandeo por flexión de placas fracturadas en taludes con frentes planos.
- ✓ C - Pandeo por flexión de placas fracturadas en taludes con frentes curvados y fracturados.

El primer caso no es muy frecuente en la realidad por exigir unas condiciones de homogeneidad en la placa potencialmente inestable. El agente causante de la inestabilidad es el peso propio de la placa. Limitando este peso, es decir, limitando la altura del talud, se puede evitar el pandeo del estrato. El segundo y el tercer caso representados en la Figura 10 son más probables puesto que la existencia de dos familias de juntas, aproximadamente ortogonales, se presenta en la naturaleza con mayor frecuencia. Para que ocurra el segundo caso es necesaria una fuerza extrema a la placa que actúa como empuje del terreno adyacente, o una

presión intersticial. En este caso el peso de la placa presenta una acción estabilizadora que se opone al giro de los bloques. El tercer caso se distingue del segundo solamente por la curvatura del talud.

2.3. Definición de términos básicos

2.3.1. RMR

La clasificación RMR (Rock Mass Rating, o evaluación del macizo rocoso), establecida por Bieniawski en 1989, es la base directa o indirecta de numerosas aplicaciones para el empleo de rocas en rellenos y excavación de túneles (Fernández, 2012).

2.3.2. RQD

Se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo (Fernández, 2012).

2.3.3. Diseño de Bancos:

En la explotación a rajo abierto se hacen cortes escalonados en el yacimiento. En los cortes se ven dos caras descubiertas: una cara superior horizontal y una vertical lateral (Alvarez, 2014).

2.3.4. Estabilidad de Taludes:

Estudia la estabilidad o posible inestabilidad de un talud a la hora de realizar un proyecto, o llevar a cabo una obra de construcción de ingeniería civil, siendo un aspecto directamente relacionado con la ingeniería geológica - geotécnica. La inestabilidad de un talud, se puede producir por un desnivel,

2.3.5. Estudios Geomecánico

Temas en ciencias de la tierra relacionados con la caracterización de masas de las rocas y de la mecánica de las rocas, como se aplica a la industria del petróleo o altas profundidades, diseño de túneles, rotura de las rocas, y los útiles de perforación. (Callupe, 2012)

CAPÍTULO 3. HIPÓTESIS

3.1. Formulación de la hipótesis

El comportamiento geomecánico del macizo rocoso influye favorablemente en la elaboración del diseño de bancos asimismo se manifiesta en la determinación del factor de seguridad de la cantera de arena fina Cabra Cabra de la empresa S.M.R.L Cabra Cabra, distrito de Namora - Cajamarca, en el año 2017.

3.2. Variables

- Independientes:
 - Comportamiento geomecánico
- Dependientes:
 - Diseño de bancos

3.3. Operacionalización de variables

Tabla 9
Operacionalización de las Variables.

VARIABLE	TIPO DE VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADOR
Comportamiento geomecánico	Independiente	Determinación del análisis de las cargas o las fuerzas aplicadas a los macizos rocosos y los efectos internos de estos; los cuales pueden ocasionar: deformaciones, fracturas y roturas o el deslizamiento.	Factor de Seguridad (Bishop Simplificado)	Cohesión (MPa)
				Fricción (°)
				Resistencia de la Roca (MPa)
				RQD
				Espaciado (m)
				Persistencia (m)
				Abertura (mm)
				Rugosidad
				Relleno
				Alteración
		Presencia de Agua		
Diseño de Bancos	Dependiente	El diseño del sistema de bancos requiere determinar las magnitudes de los parámetros los cuales definen su geometría.	Parámetros geométricos	Altura de Banco (m)
				Ancho de Banco (m)
			Angulo de inclinación	Grados (0° - 90°)

Fuente: Elaboración propia, 2017.

CAPÍTULO 4. MATERIAL Y MÉTODOS

4.1. Tipo de diseño de investigación.

La investigación desarrollada es experimental, ya que se aplican ensayos de las muestras en laboratorio geotécnicos.

El diseño de la investigación corresponde al diseño correlacional, porque se muestra la relación que existe entre las variables (Sampieri, 2006).

4.2. Material de estudio.

4.2.1. Unidad de estudio.

Fracturas presentes en el macizo rocoso asentado en la concesión Minera no Metálica Cabra Cabra.

4.2.2. Población.

Macizo rocoso asentado en la concesión Minera no Metálica Cabra Cabra de la Empresa S.M.R.L Cabra Cabra.

4.2.3. Muestra.

Se trabajó con 7 calicatas dentro de la cantera Cabra Cabra.

4.3. Técnicas, procedimientos e instrumentos

La recolección de datos se realizó tomando datos en cantera.

4.3.1. Análisis de datos

- Depuración de datos
Para hallar los factores geotécnicos de la cantera Cabra Cabra se depuraron los datos del macizo rocoso, se hizo mediante el programa Excel.
- Aplicar programa análisis de resultados
Se procesaron datos geotécnicos recolectados en campo con los softwares Slide y AutoCad.

- Diseño de Bancos

Con los resultados obtenidos se logró diseñar los bancos para realizar una explotación segura y productiva.

4.3.2. Procedimientos

- Búsqueda de Información

En la primera etapa como investigación secundaria, se realizó una revisión bibliográfica exhaustiva, como en otros documentos como papers, o informaciones afines con el trabajo a realizar.

- Integración de Información

En la segunda etapa se conciliaron las informaciones y opiniones, la interpretación de la información, se logró definir con claridad la estructura del trabajo y su cumplimiento en el cronograma definido para su finalización de la forma más rigurosa posible.

- Trabajo de Campo

En la tercera etapa como investigación primaria, comprende básicamente la obtención de data en campo.

- Trabajo de Gabinete

La cuarta etapa, consiste en utilizar la data obtenida en campo, como las características mineralógicas de la roca como son color, raya, depositación, fractura, etc.

- Realización y entrega de informe.

Desarrollados los pasos anteriores se consiguió llegar a la última etapa, la cual correspondió a la elaboración del informe final.

4.3.3. Instrumentos de Investigación

- Tablas de clasificación geomecánica RMR (Bienawski 89).
- Tablas de clasificación de resistencia de la roca en laboratorio.
- Tabla de clasificación de alteración de rocas (Gonzales, 2002).

CAPÍTULO 5. DESARROLLO

5.1. Ubicación:

5.1.1. Ubicación Geográfica:

En forma general se tiene:

Tabla 10
Ubicación geográfica de la zona.

DISTRITO	PROVINCIA	DEPARTAMENTO
Namora	Cajamarca	Cajamarca

Fuente: Elaboración propia, 2017.

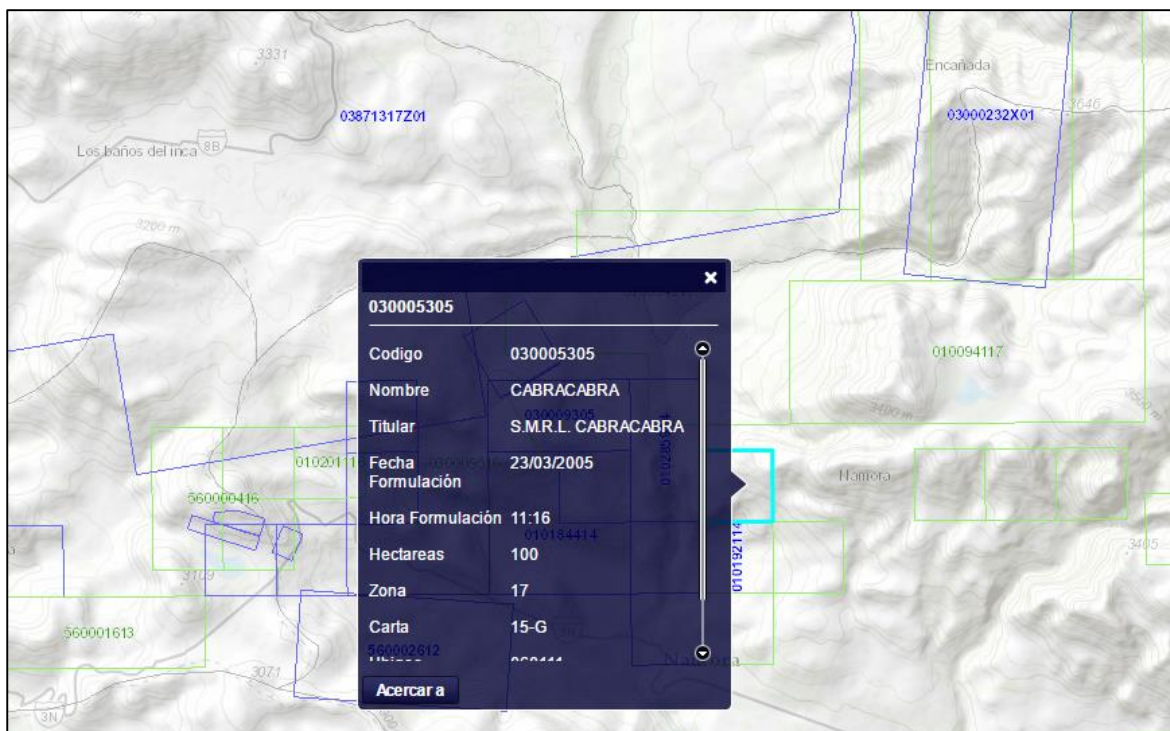


Figura 16: Ubicación de la cantera Cabra Cabra.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.1.2. Accesibilidad

Para llegar al proyecto minero “Cabra Cabra” Se realiza mediante vehículo a través de una vía asfaltada Cajamarca – Namora, luego por una trocha hasta la misma cantera.

Tabla 11
Accesibilidad a la cantera Cabra Cabra.

TRAMO	TIPO DE CARRETERA	CONDICIONES	DIST. EN KM.	TIEMPO EN HRS.
Cajamarca - Namora	Asfaltada	Buena	25	1 hora
Namora – Cantera Cabra Cabra	Trocha	Regular	6	30 minutos

Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.2. Análisis y Descripción del Lugar de Estudio

El área donde se realiza el estudio tiene el nombre de cantera “Cabra Cabra”, la conformación del cerro comprende arenas silíceas y sobre este material se desarrollan las actividades mineras, de ahí se extrae el material pétreo, las formaciones geológicas que afloran son la Formación Chimú, y Cuaternario Aluvial. Los taludes que se evalúan son los de apertura, por los cuales se realiza la extracción de cuerpos de arena fina con mayor pureza, el diseño de la entrada es en forma de trocha de acceso y la vía toma la forma curvada durante el avance hacia el frente de explotación. El área de la cantera está conformada por 100 hectáreas explotables. A continuación, se muestra un esquema de los taludes estudiados que forman parte de la cantera.

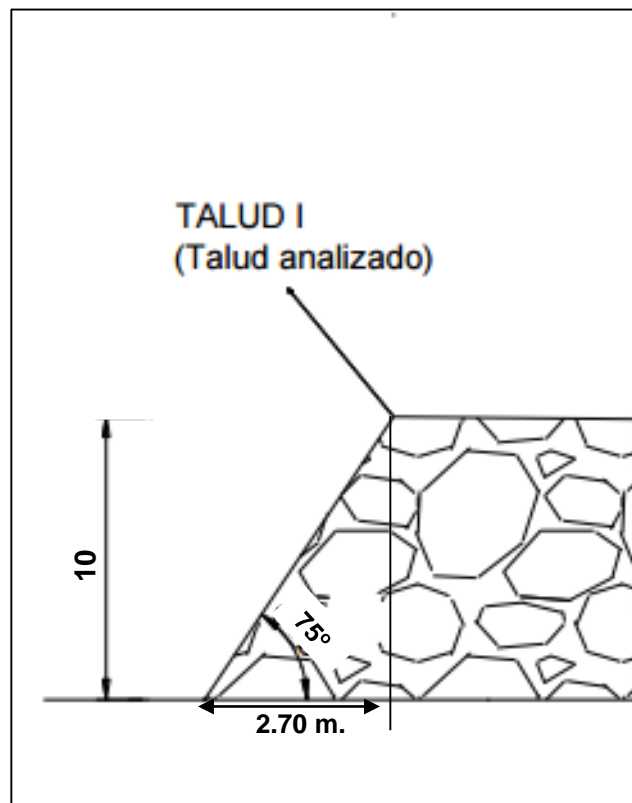


Figura 17: Esquema del Talud de Estudio.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

El parámetro de los taludes de la cantera en el sector de estudio tiene inclinación de 75° grados; tiene altura de talud de 8 m; compuesto por arenas silíceas.

5.2.1. Geología Regional

Rocas sedimentarias de grandes espesores, del terciario superior y Cuaternario.

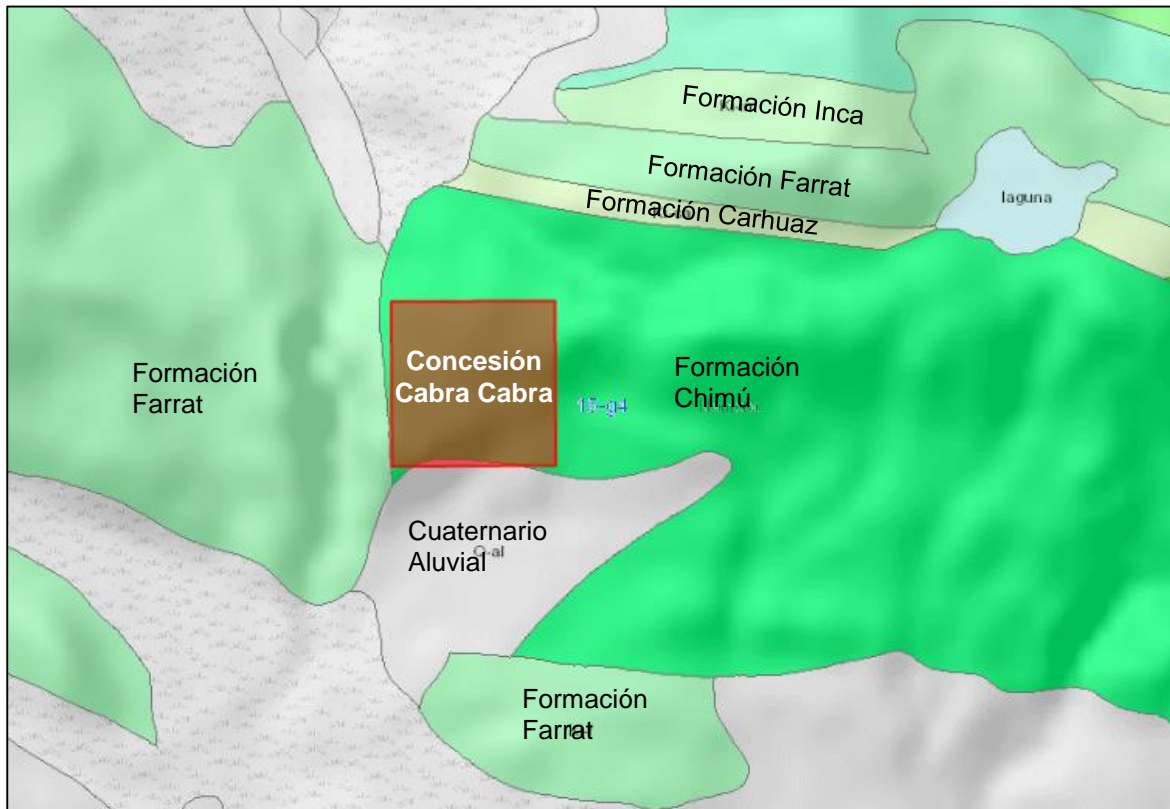


Figura 18: Geología de la concesión Cabra Cabra.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.2.1.1. Formación Chimú:

La formación Chimú consiste en una alternancia de areniscas cuarzosas y lutitas en la parte inferior y de una potente secuencia de cuarcitas blancas, en bancos gruesos, en la parte superior. Las areniscas generalmente son de grano mediano a grueso. Tiene un grosor aproximado de 600 m.

5.2.1.2. Formación Farrat:

Esta formación aflora al noreste de San Miguel, al noreste- suroeste de San Pablo, al sur de Hualgayoc, al oeste de Celendín, al norte y al sur de San Marcos, al este y oeste de Cajabamba, en Cajamarca en casi toda la provincia, al norte y al sur de Contumazá. Esta formación consiste de areniscas blancas de grano medio a grueso, tiene un grosor promedio de 500 m. en algunos lugares se observa estratificación cruzada y marcas de oleaje. La formación Farrat suprayace con aparente concordancia a la formación Carhuaz e

infrayace con la misma relación, a la formación Inca, dando la impresión en muchos lugares de tratarse de un paso gradual.

5.2.1.3. Formación Carhuaz:

Consiste en la intercalación de areniscas (rojizas, violetas y verdosas; características principales para diferenciarla en campo) con lutitas grises. Hacia la parte superior contiene bancos de areniscas cuarzosas blancas que se intercalan con lutitas y areniscas. La formación Carhuaz yace con suave discordancia sobre la formación Santa e infrayace concordante a la formación Farrat. Tiene un grosor aproximado de 500m.

5.2.1.4. Cuaternario Aluvial:

Dentro de los depósitos aluviales se han considerado los materiales con poco transporte, y en los fluviales se consideran las diferentes terrazas dejadas por los ríos. Depósitos que se acumulan en áreas favorables en los flancos de los valles y quebradas tributarias, están conformados por conglomerados polimícticos poco consolidados, con clastos de tamaño heterogéneo englobados en una matriz limo arcillosa.

5.2.2. Geología Local

La concesión minera Cabra Cabra tiene en su área la formación Chimú, en la cual aflora la mayor parte de su área, es aquí donde se presentan los cuerpos de arena fina, siendo estas aptas para la construcción civil.

5.2.2.1. Mineralogía:

Óxidos:

Un óxido es un compuesto químico, formado por al menos un átomo de oxígeno y un átomo de algún otro elemento. El átomo de oxígeno normalmente presenta un estado de oxidación (-2). Existe una gran variedad de óxidos, los cuales se presentan en los 3 principales estados de agregación de la materia: sólido, líquido y gaseoso, a temperatura ambiente. Casi todos los elementos forman combinaciones estables con el oxígeno y muchos en varios

estados de oxidación. Debido a esta gran variedad las propiedades son muy diversas y las características del enlace varían desde el típico sólido iónico hasta los enlaces covalentes.

- Pirolusita:

Es dióxido de manganeso, que puede presentar una gran cantidad de hábitos cristalinos, aunque en general se presenta en forma de agregados cristalinos fibrosos. En la concesión Cabra Cabra, lo encontramos en las areniscas de la formación Chimú, generalmente asociada a óxidos de hierro.



Figura 19: Pirolusita presente en la zona de estudio.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

- Hematita:

Es un mineral compuesto de óxido férrico, cuya fórmula es Fe_2O_3 y constituye una importante mena de hierro ya que en estado puro contiene un 70 % de este metal. A veces posee trazas de titanio (Ti), aluminio (Al), manganeso (Mn) y agua (H_2O). Es el polimorfo α de Fe_3O_4 , la magnetita.



Figura 20: Hematitas en las areniscas.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.2.2.2. Cuerpos de Arena Fina:

Las arenas en proceso encontradas en la concesión Cabra Cabra, se encontraron en tres cuerpos de arena fina característicos observadas a partir del nivel de explotación.

Cuerpo 1:

En este cuerpo de arenas finas, se encuentran expuestas a la intemperie, a su vez el corte del talud de explotación ha contaminado con material orgánico a dichas arenas, debido a que no se cuenta con un plan de explotación a seguir con trabajos de limpieza.

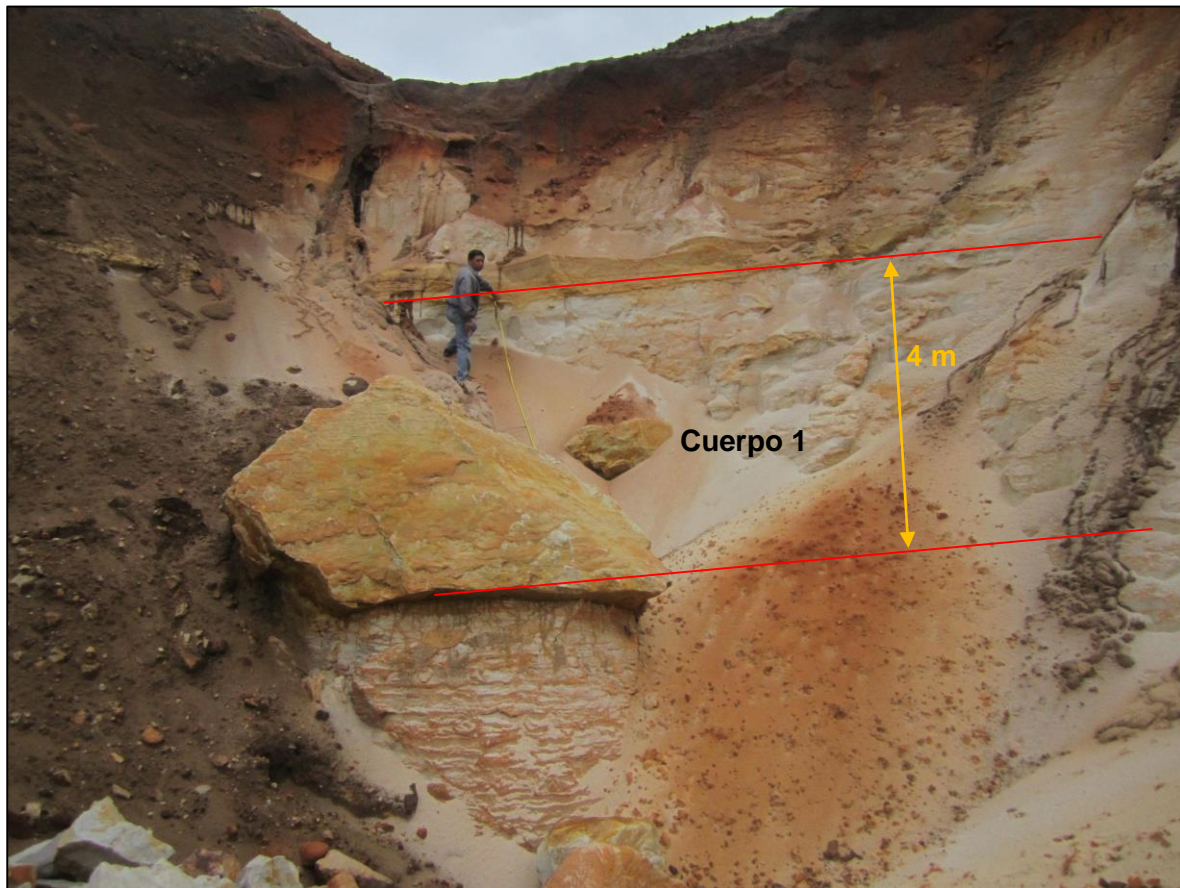


Figura 21: Cuerpo de arena 1.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

El cálculo de reservas de este cuerpo no se puede definir, ya que para ello se tendría que realizar perforaciones con las que determinaríamos su geometría total.

Las medidas del cuerpo 1 se representan en la siguiente tabla 13:

Tabla 12
Medidas del cuerpo 1.

Largo	Ancho	Profundidad
22 metros	4 metros	Indeterminada

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Cuerpo 2:

En este cuerpo las arenas cambian a un color blanquecino, estas arenas se encuentran con pocas impurezas, actualmente los trabajadores van sacando de este cuerpo.

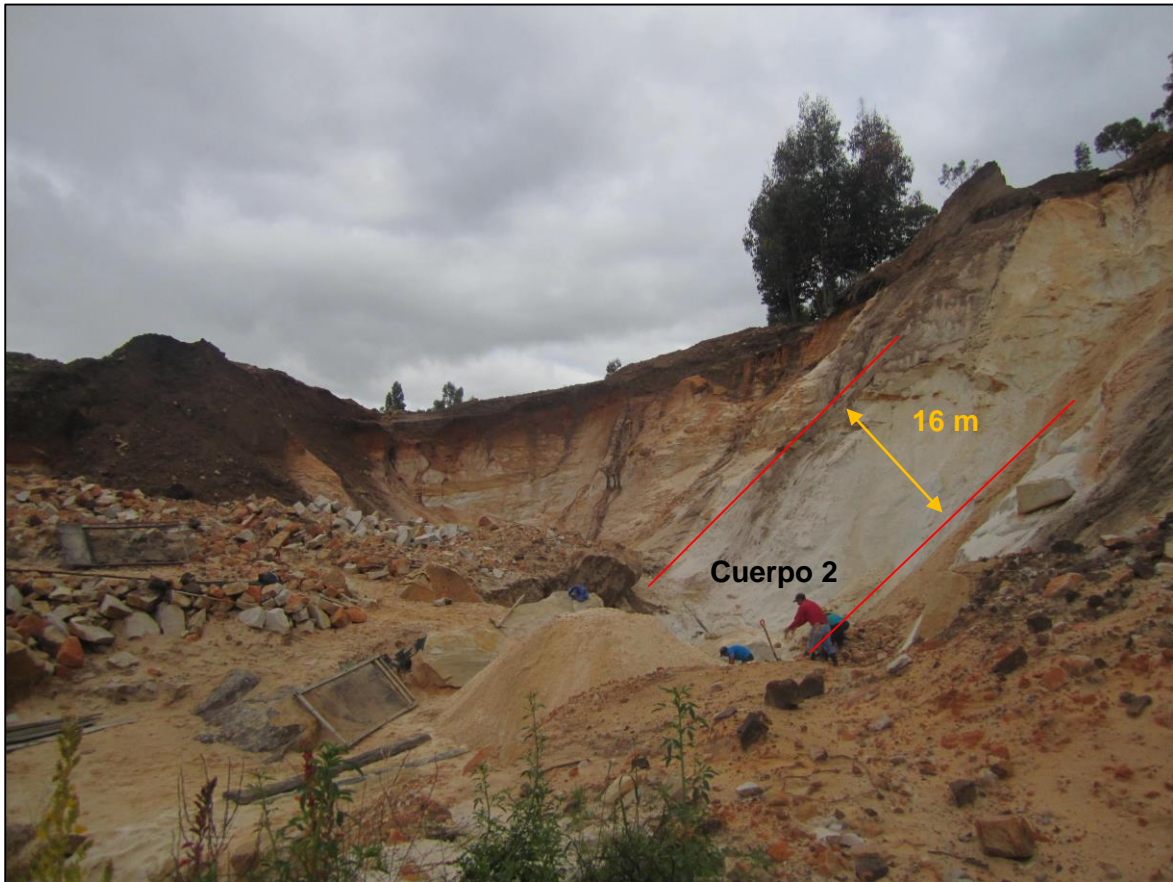


Figura 22: Cuerpo de arena 2.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

Al igual que el cuerpo 1, el cálculo de reservas de este cuerpo no se puede definir, ya que para ello se tendría que realizar perforaciones con las que determinaríamos su geometría total. Las medidas del cuerpo 2 se representan en la siguiente tabla 14:

Tabla 13
Medidas del cuerpo 2.

Largo	Ancho	Profundidad
Indeterminada	16 metros	Indeterminada

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Cuerpo 3:

En este cuerpo presenta arenas amarillentas, esto debido a la capa de óxidos que se encuentran encima del cuerpo, estas arenas presentan bastante rodados pequeños.



Figura 23: Cuerpo de arena 3.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

Al igual que el cuerpo 1 y 2, el cálculo de reservas de este cuerpo no se puede definir, ya que para ello se tendría que realizar perforaciones con las que determinaríamos su geometría total.

Las medidas del cuerpo 3 se representan en la siguiente tabla 15:

Tabla 14
Medidas del cuerpo 3.

Largo	Ancho	Profundidad
26 metros	8 metros	Indeterminada

Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.2.3. Geomorfología

Su relieve se basa en interacción de procesos los cuales sin duda modelan los macizos. Podemos encontrar tres zonas geomorfológicas bien definidas.

5.2.3.1. Mesetas

Se encuentran en la zona alta, a un extremo de la concesión, zonas con mesetas subhorizontal, su forma de relieve es por la

disposición subhorizontal de cuaternario aluvial; los terrenos a una altura mayor a los 3600 msnm fueron afectados por actividad glaciár. La morfología de los glaciares se puede considerar como acumulativas y denutativas, estas últimas reconocidas en circos, cubetas y valles. Las formas acumulativas tratan extensos depósitos morrénicos.



Figura 24: Meseta en la zona de estudio.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.2.3.2. Cuenca Intramontañosa

Representado por el valle de Namora, podemos mencionar que el valle presenta una baja pendiente cuyos materiales detríticos formados por la erosión de relieves montañosos forman una llanura onduladamente suave. La acumulación de sedimentos no es solamente por la sedimentación de cantos rodados sino más bien se atribuye a los fenómenos aluviales (planicie), su extensión está afectada por erosión y grandes deslizamientos.



Figura 25: Cuenca intramontañosa.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.2.3.3. Relieves colinados

Podemos encontrarla en la parte extrema oriental y comprende generalmente colinas y valles. En esta zona la diferencia radica en q las pendientes son más fuertes hacia el oriente. Sus valles son estrechos y la parte baja de la colina está constituida por gran acumulación de material detrítico suelto.



Figura 26: Colinas en la concesión Cabra Cabra.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

5.3. Características Geomecánicas de Taludes en la Cantera "Cabra Cabra"

5.3.1. Excavación de Calicatas

La exploración geotécnica de campo ha consistido en la excavación un total de 07 calicatas dentro de la concesión Cabra Cabra. En cada una de las calicatas se realizó el registro de excavación de acuerdo a la norma ASTM D-2488. Se tomaron muestras disturbadas de las excavaciones para la ejecución de los ensayos de laboratorio correspondiente, para lo cual cada muestra fue identificada convenientemente y embalada en bolsas de polietileno que fueron remitidas al laboratorio de mecánica de suelos.

Tabla 15
Resumen de calicatas.

Calicatas	Profundidad (m)	Nivel Freático (m)	N° de Muestras Alteradas	Ubicación
C-01	3,00	NA	2	Cuerpo 1
C-02	3,00	NA	1	Cuerpo 1
C-03	3,00	NA	1	Cuerpo 2
C-04	2,00	NA	1	Cuerpo 2
C-05	1,50	NA	2	Cuerpo 3
C-06	2,00	NA	1	Cuerpo 3
C-07	3,00	NA	2	Cuerpo 3

Fuente: Elaboración propia (2017).

5.3.2. Granulometría Global

Con el objeto de caracterizar los materiales de la cantera Cabra Cabra se ha determinado la granulometría global de los depósitos con mayor cantidad de finos.

Tabla 16
Gradación del material.

Tamaño	(%)
>10"	10
6"-10"	15
4"-6"	22
3"-6"	12
Grava	20.9
Arena	14
<Nº200	6.1

Fuente: Elaboración propia (2017).

5.4. Ensayos de Laboratorio

5.4.1. Ensayos estándar

Con las muestras obtenidas de las calicatas, se realizaron ensayos estándar de clasificación de suelos y de propiedades físicas.

Los ensayos se ejecutaron siguiendo las normas de la American Society For Testing and Materials (ASTM). Las normas para estos ensayos son las siguientes:

- ✓ Análisis granulométrico por tamizado ASTM D-422
- ✓ Contenido de humedad ASTM D-2216
- ✓ Clasificación SUCS ASTM D-2487

Tabla 17

Resumen de los ensayos estándar de clasificación de suelos en la cantera Cabra Cabra.

Calicata	Muestra	Profund. (m)	Granulometría (%)			Límites (%)		C. H. (%)	Clasificación SUCS
			Grava	Arena	Finos	L.L.	L.P.		
C-01	M-1	0,00-0,45	1,1	84,0	14,9	NP	NP	1,01	SM
	M-2	1,50-3,00	0,8	82,0	17,1	NP	NP	1,06	SM
C-02	M-1	0,40-2,00	28,7	59,4	11,9	NP	NP	0,62	SW-SM
C-03	M-1	0,90-2,00				ROCA			
C-04	M-1	0,40-2,00	47,2	44,4	8,5	NP	NP	1,59	GP-GM
C-05	M-1	0,0-0,90	0,0	57,4	42,5	29	23	6,56	SC-SM
	M-2	0,90-1,50	1,7	28,6	69,7	29	24	12,31	ML
C-06	M-1	0,30-2,00	6,1	43,9	50,0	29	22	6,1	SC-SM
C-07	M-1	0,00-1,30	0,0	11,6	88,04	53	31	6,07	MH
	M-2	1,30-2,50	4,2	18,2	76,9	56	36	21,88	MH

L.L.: Límite líquido L.P.: Límite plástico C.H.: Contenido de humedad

Fuente: Elaboración propia (2017).

5.4.2. Ensayos de Carga Puntual

Este ensayo tiene como objetivo estimar la resistencia de la compresión simple de la roca intacta, que será usada para determinar los parámetros físico mecánicos del macizo rocoso. El ensayo fue realizado en el laboratorio geotécnico del Consultor. según lo indicado en la norma ASTM D-5731. Este ensayo consiste en comprimir la muestra de roca entre dos puntos situados en generatrices opuestas, realizando así la deformación y falla de la roca.

Tabla 18

Resultados de Los Ensayos de Carga Puntual.

Ubicación	Muestra	Tipo de Roca	Dureza	Resistencia a la compresión simple (MPa)	Promedio
Cuerpo 1	M-1	Arenisca alterada	R5	44.35	46.51
Cuerpo 1	M-2	Arenisca alterada	R6	48.67	
Cuerpo 2	M-1	Arenisca alterada	R6	47.38	44.87
Cuerpo 2	M-2	Arenisca alterada	R6	42.36	
Cuerpo 3	M-1	Arenisca alterada	R6	46.98	47.64
Cuerpo 3	M-2	Arenisca alterada	R5	48.61	
Cuerpo 3	M-3	Arenisca alterada	R6	47.32	

Fuente: Elaboración propia (2017).

5.5. Parámetros Físico Mecánicos del Macizo Rocoso

Uno de los principales problemas para la determinación de la capacidad de soporte en el basamento rocoso, es la estimación de las propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso, para fines del presente informe, se ha realizado ensayos en la roca intacta para determinar con base a éstos, los parámetros del macizo rocoso.

5.5.1. Propiedades de la Roca Intacta

La densidad o peso específico de la roca se ha determinado de los ensayos de laboratorio. Los siguientes cuadros resumen los valores encontrados en el laboratorio y el valor asumido para el análisis del macizo rocoso.

Tabla 19
Valores de la Densidad de Roca.

Ubicación	Tipo de Roca	Densidad (KN/m ³)
Cuerpo 1	Arenisca alterada	2,54
Cuerpo 1	Arenisca alterada	2,41
Cuerpo 2	Arenisca alterada	2,55
Cuerpo 2	Arenisca alterada	2,69
Cuerpo 3	Arenisca alterada	2,64
Cuerpo 3	Arenisca	3,74

Fuente: Elaboración propia (2017).

El ángulo de fricción interna de la roca intacta y el módulo de elasticidad se asumió de los valores propuestos por Hoek y Brown (1981), con el valor asumido para la fricción se determina la cohesión de la roca intacta usando la relación propuesta por Mohr-Coulomb.

$$C = \sigma_c \frac{1 - \text{sen}\Phi}{2.\text{cos}\Phi}$$

Donde:

σ_c = Valor asumido de la resistencia a la compresión simple en MPa

Tabla 20
Propiedades de la roca intacta.

Ubicación	Tipo de Roca	Angulo de fricción (ϕ)	Módulo de Elasticidad (MPa)	Cohesión (c) MPa
Cuerpo 1	Arenisca	28	3500	0
Cuerpo 1	Arenisca	25	3500	0
Cuerpo 2	Arenisca	25	4020	0
Cuerpo 2	Arenisca	26	3500	0
Cuerpo 3	Arenisca	28	3500	0
Cuerpo 3	Arenisca	25	3500	0
Cuerpo 3	Arenisca	27	3500	0

Fuente: Elaboración propia (2017).

5.6. Sismicidad

Del Análisis de Riesgo Sísmico para la zona del proyecto, donde se ha determinado la aceleración máxima considerando 50 años de vida útil con un nivel de excedencia del 10% y un período de retorno de 475 años se han determinado los siguientes parámetros sísmicos:

$$\text{Aceleración máxima} = 0,61g$$

$$\text{Aceleración efectiva} = 0,48g$$

Para la condición específica del proyecto, donde las desmonteras se encuentran alejadas de la población y considerando que durante la etapa de cierre se anularán todos los accesos, consideramos un coeficiente sísmico de 0.18g para la evaluación de estabilidad por el método de equilibrio límite.

CAPÍTULO 6. RESULTADOS

6.1. RQD

6.1.1. Del Cuerpo 1:

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

Donde:

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{m}$$

$$\lambda = \frac{58}{10} = 5.8$$

Según los datos obtenidos en campo:

$$RQD = 100e^{-0.1 \times 5.8 (0.1 \times 5.8 + 1)}$$

$$RQD=39.996 \%$$

Tabla 21

Determinación del RQD - Cuerpo 1.

RQD (%)	Calidad de la roca
100 – 90	Muy Buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
0 – 25	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia, 2017.

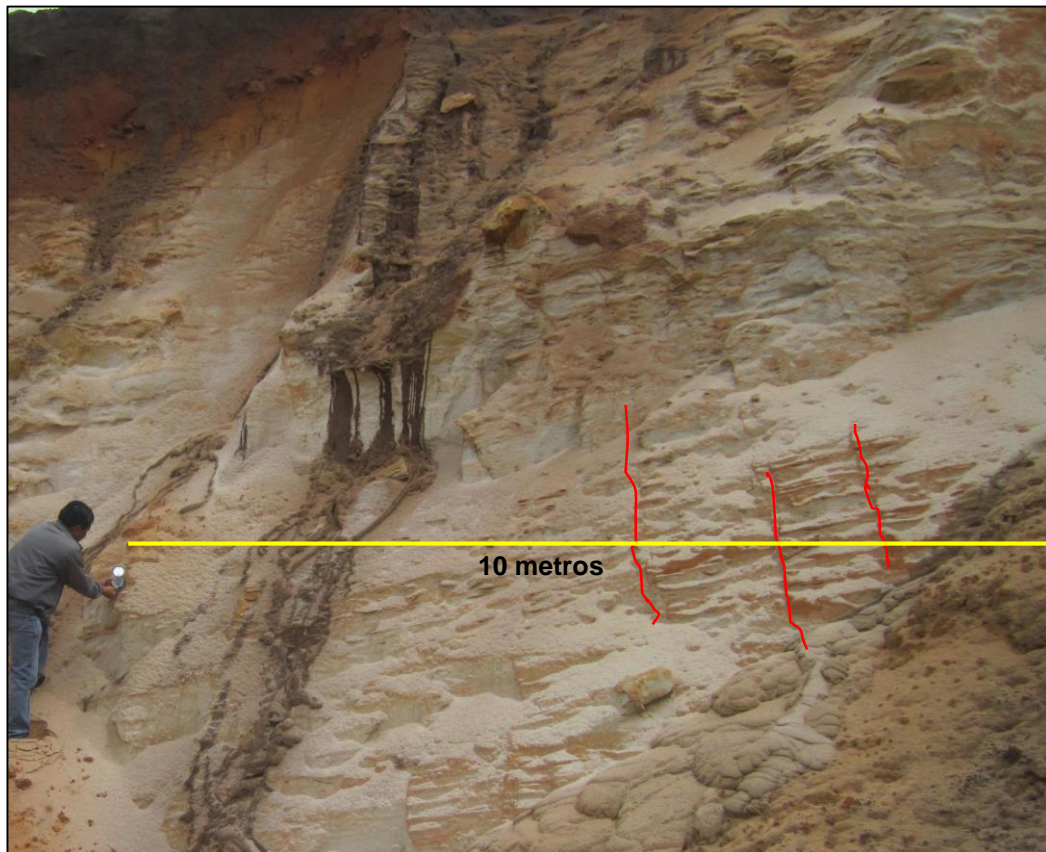


Figura 27: Grietas en la zona del cuerpo 1.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.1.2. Del Cuerpo 2:

$$\lambda = \frac{76}{15} = 5.07$$

Según los datos obtenidos en campo:

$$RQD = 100e^{-0.1 \times 5.07(0.1 \times 5.07 + 1)}$$

$$RQD = 46.58 \%$$

Tabla 22

Determinación del RQD - Cuerpo 2.

RQD (%)	Calidad de la roca
100 – 90	Muy Buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
0 – 25	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.1.3. Del Cuerpo 3:

$$\lambda = \frac{79}{13} = 6.08$$

Según los datos obtenidos en campo:

$$RQD = 100e^{-0.1 \times 6.08(0.1 \times 6.08 + 1)}$$

$$RQD = 37.62 \%$$

Tabla 23

Determinación del RQD - Cuerpo 3.

RQD (%)	Calidad de la roca
100 – 90	Muy Buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
0 – 25	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.1.4. Promedio del RQD

Tabla 24

Promedio de RQD en los tres cuerpos de arena.

Cuerpos	RQD (%)	Calidad de la roca	Promedio
Cuerpo 1	39.996	Mala	
Cuerpo 2	46.58	Mala	41.4
Cuerpo 3	37.62	Mala	

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.2. RMR – Bienawski 89

6.2.1. Resistencia a la Compresión

La resistencia se evaluó en el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad Nacional de Cajamarca.

Tabla 25
Resistencia de los cuerpos de arena.

Ubicación	Promedio	Promedio Total
Cuerpo 1	47.64	
Cuerpo 2	44.87	46.72
Cuerpo 3	47.64	

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Tabla 26
Resistencia de la roca.

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la Compresión (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos en la roca.
R5	Muy Resistente	100 – 200	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5 – 25	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial.
R1	Muy Débil	1 – 5	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota..
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.

Fuente: Gonzales, 2002.

6.2.2. Espaciado de las discontinuidades

Tabla 27
Espaciado de discontinuidades en los cuerpos de arena.

Cuerpo	Espaciado promedio
Cuerpo 1	6 – 20 cm
Cuerpo 2	6 – 20 cm
Cuerpo 3	6 – 20 cm
PROMEDIO	20 cm

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Promedio: $(C_{d1} + C_{d2} + C_{d3})/3 = 0.20 \text{ m} = 20 \text{ cm}.$

Tabla 28

Descripción del espaciado.

Descripción	Espaciado	
	Mm	Cm
Extremadamente cerrado	< 20	< 2cm
Muy cerrado	20 – 60	2cm – 6cm
Cerrado	60 – 200	6cm – 20cm
Moderado	200 – 600	20cm – 60cm
Espaciado	600 – 2000	60cm - 2m
Muy espaciado	2000 – 6000	2m - 6m
Extremadamente espaciado	> 600	> 6m

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.2.3. Condición de las discontinuidades:

Para describir la condición de las discontinuidades se tendrá en cuenta la siguiente guía:

6.2.3.1. Persistencia:

De las discontinuidades de los tres cuerpos medidos obtenemos como persistencia desde 3 m hasta 5 m, por tanto, se considera de muy baja persistencia.

Tabla 29

Persistencia de las discontinuidades de los cuerpos de arena.

Cuerpo	Persistencia promedio
Cuerpo 1	3 – 10 m
Cuerpo 2	3 – 10 m
Cuerpo 3	3 – 10 m
PROMEDIO	6 m

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Tabla 30

Clasificación de la persistencia.

Descripción de Persistencia	
Persistencia	Longitud (m)
Muy Baja Persistencia	< 1
Baja Persistencia	1 – 3
Persistencia Media	3 – 10
Alta Persistencia	10 – 20
Muy Alta Persistencia	> 20

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.2.3.2. Abertura:

Tabla 31

Abertura de las discontinuidades.

Cuerpo	Abertura promedio
Cuerpo 1	1 – 5 mm
Cuerpo 2	1 – 5 mm
Cuerpo 3	1 – 5 mm
PROMEDIO	3 mm

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Tabla 32

Clasificación de la abertura.

Descripción de la Abertura	
Descripción	Abertura
Muy Cerrada	Ninguna
Cerrada	< 0.1 mm
Parcialmente Abierta	0.1 – 1.0 mm
Abierta	1 – 5 mm
Muy Abierta	> 5 mm

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.2.3.3. Rugosidad:

Las discontinuidades presentan una superficie rugosa, en la foto se puede ver claramente.

Tabla 33

Rugosidad de las discontinuidades de los cuerpos.

Cuerpo	Rugosidad promedio
Cuerpo 1	Ondulada
Cuerpo 2	Ondulada
Cuerpo 3	Ondulada
PROMEDIO	Ondulada

Fuente: Elaboración propia, 2017.

Tabla 34:

Clasificación de la rugosidad.

Rugosidad
Muy Rugosa
Rugosa
Ligeramente Rugosa
Ondulada
Lisa

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.2.3.4. Relleno:

El relleno de las juntas presenta; material orgánico, y arena sin compactar; y son menores a 5mm.

6.2.3.5. Meteorización:

Las rocas calizas presentes en la zona presentan una meteorización moderada en toda la cantera Cabra Cabra.

6.2.4. Agua Subterránea:

En toda la concesión Cabra Cabra se encuentra completamente seco, en épocas de invierno producto del clima se encuentra húmedo.

Tabla 35
Descripción del agua subterránea.

DESCRIPCIÓN	RANGO
Completamente Seco	15
Semi Húmedo	10
Húmedo	7
Mojado	4
Flujo de Agua	0

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.2.5. Clasificación RMR

Tabla 36
Clasificación del RMR.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	5		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligerament e rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligerament e alterada	Moderada mente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10litros/m in	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación de agua / Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligerament e húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Fuente: Gonzales, 2002.

$$\text{RMR} = 4 + 6 + 8 + 2 + 1 + 1 + 2 + 3 + 15$$

$$\text{RMR} = 42$$

Tabla 37
Clasificación del RMR.

PUNTUACION	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	< 21
CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia (2017).

6.3. Estabilidad de taludes con Factor de Seguridad

6.3.1. Factor de Seguridad Cuerpo 1

Considerando la cohesión 0.1 KPa y ángulo de fricción 26.5°; estos datos han sido ingresados al programa SLIDE, para arenas de la concesión Cabra Cabra. El material es arena, la densidad promedio es 2.76 KN/m³, considerando que no existe agua subterránea.

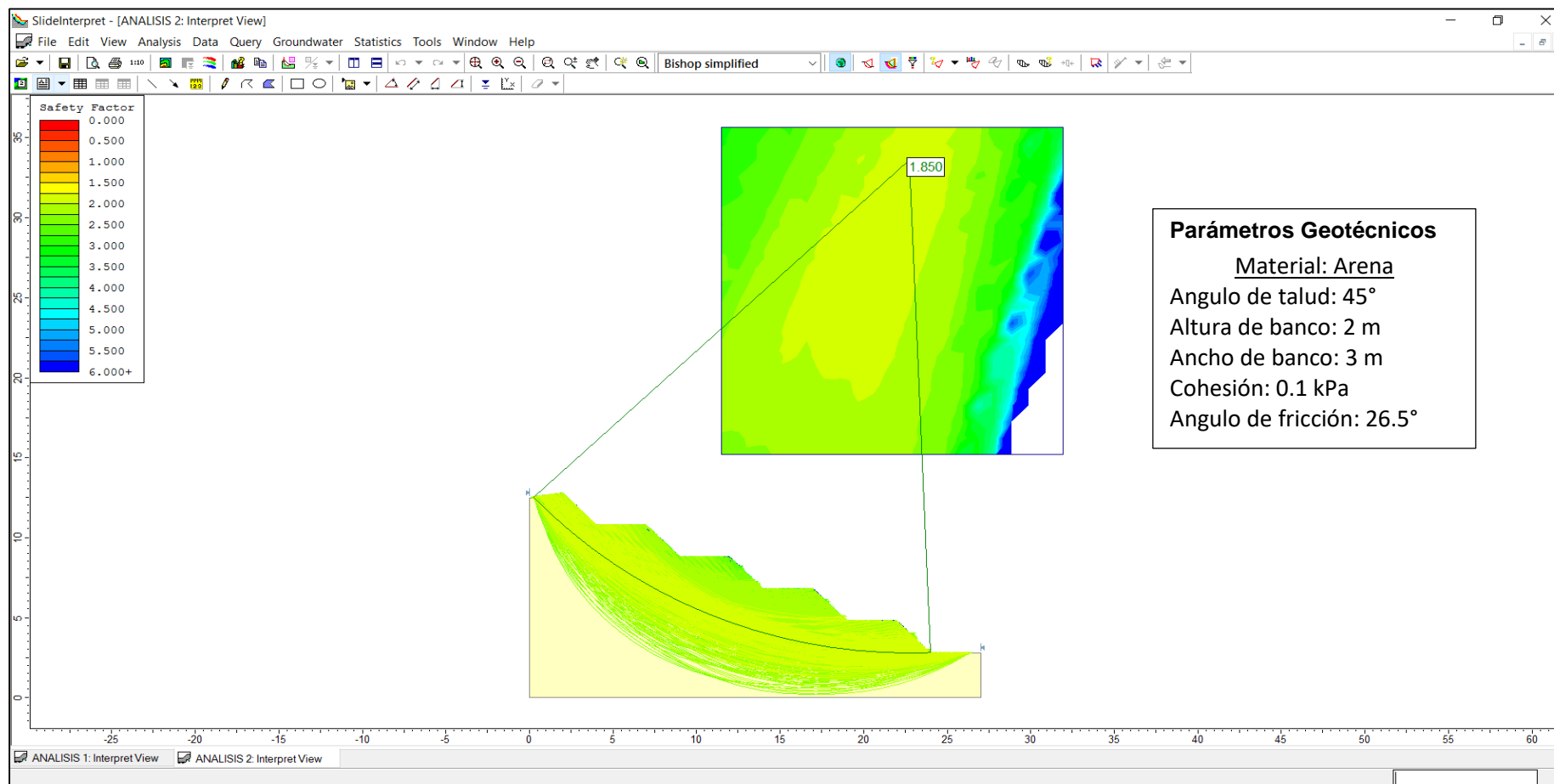


Figura 28: Factor de seguridad del cuerpo 1.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

El factor de seguridad es 1.85.

6.3.2. Factor de Seguridad Cuerpo 2

Considerando la cohesión 0.1 KPa y ángulo de fricción 25.5°; estos datos han sido ingresados al programa SLIDE, para arenas de la cantera Cabra Cabra. El material es arena, la densidad promedio es 2.76 KN/m³, considerando que no existe agua subterránea.

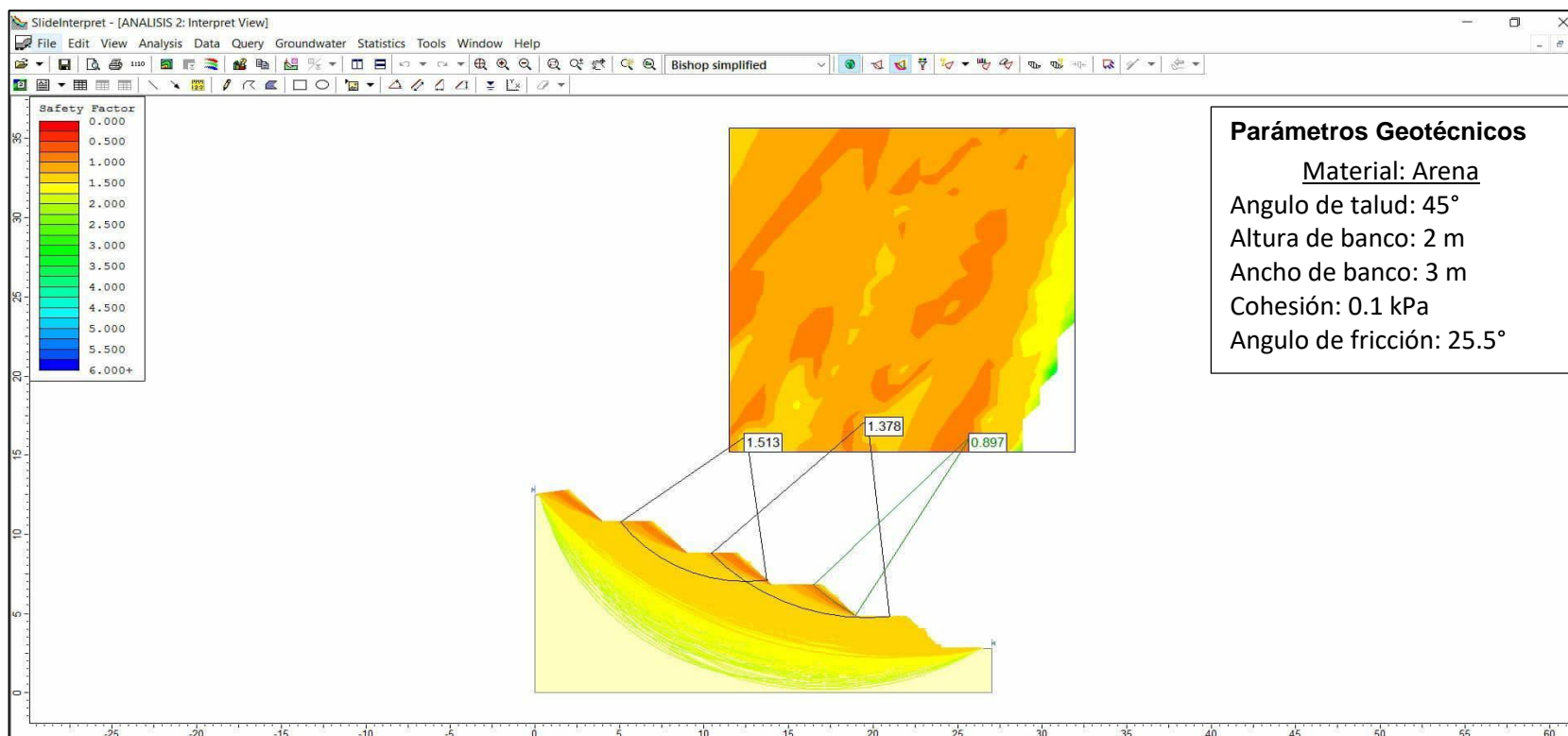


Figura 29: Análisis del factor de seguridad del cuerpo 2.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

El factor de seguridad es 1.513.

6.3.3. Factor de Seguridad Cuerpo 3

Considerando la cohesión 0.1 KPa y ángulo de fricción 26.7°. El material es arena, la densidad promedio es 2.76 KN/m³, considerando que no existe agua subterránea.

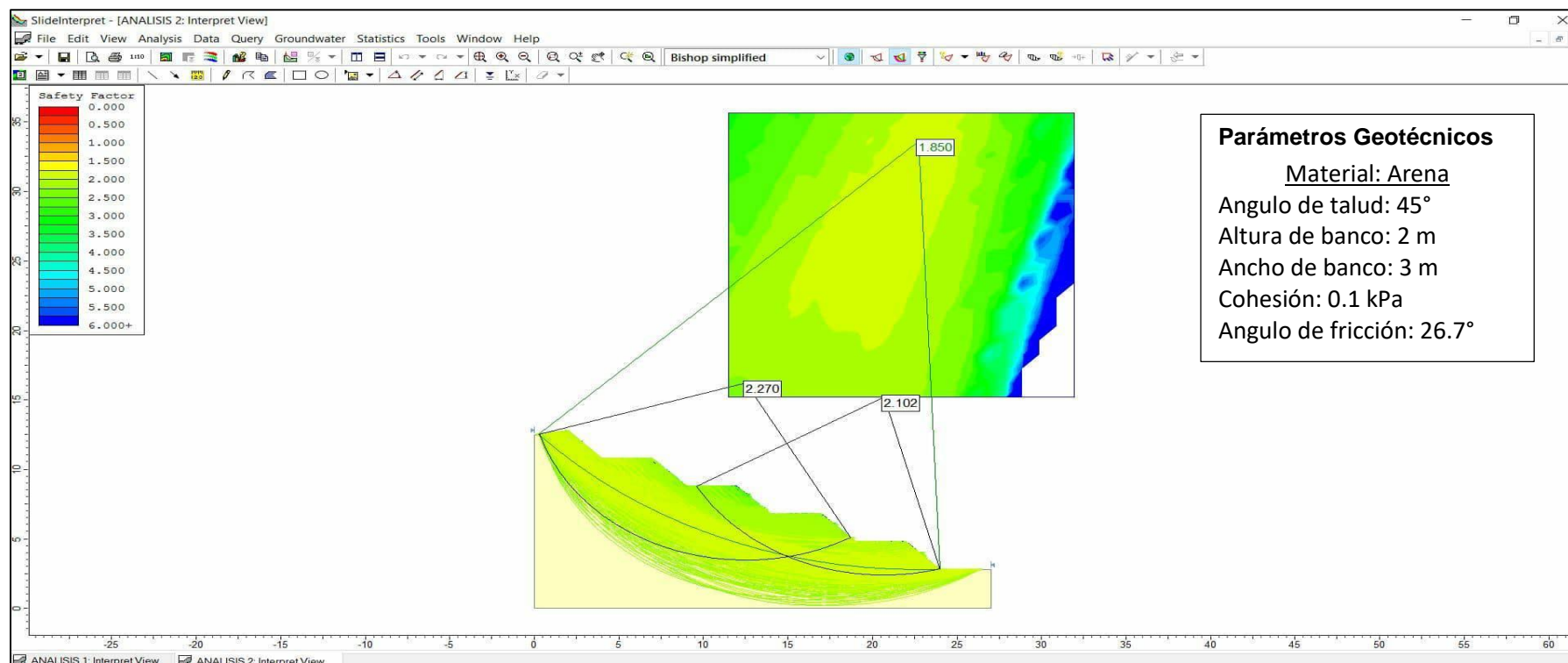


Figura 30: Análisis del factor de seguridad del cuerpo 3.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

El factor de seguridad es 1.850.

6.3.4. Promedio del factor de seguridad

Tabla 38
Promedio de FS.

Cuerpo	F.S.	Promedio
Cuerpo 1	1.85	
Cuerpo 2	1.513	1.74
Cuerpo 3	1.850	

Fuente: Elaboración propia, 2017.

6.4. Diseño de Bancos

Considerando que nuestro promedio del factor 1.74.

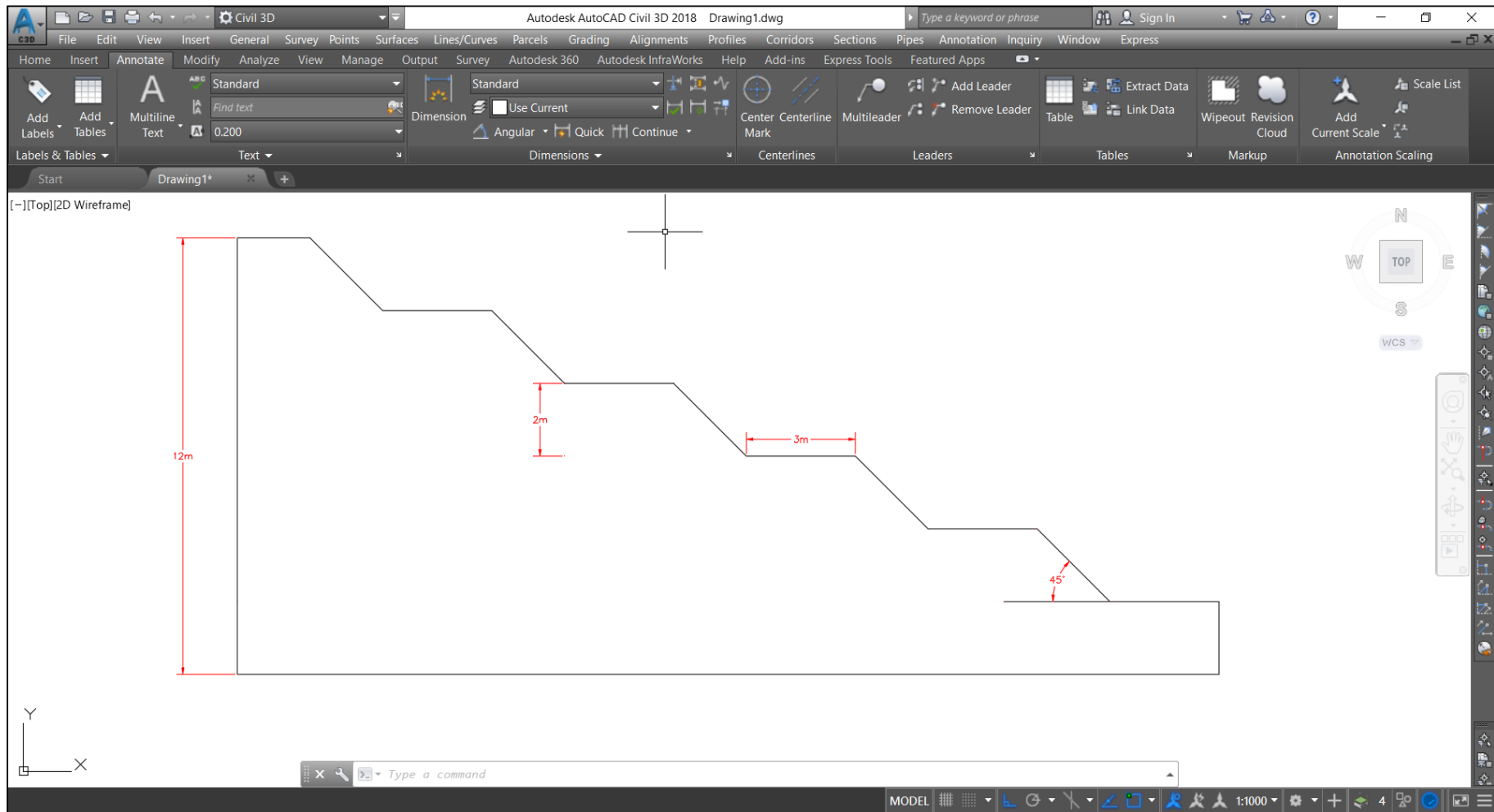


Figura 31: Diseño de bancos para la cantera Cabra Cabra.
Fuente: Elaboración propia, 2017.

CAPÍTULO 7. DISCUSIÓN

7.1. Del Objetivo 1: RQD

Pozo en el año 2014, expresa que la fracturación del macizo rocoso está definida por el número, espaciado y condiciones de las discontinuidades, cualquiera que sea su origen y clase. El grado de fracturación se expresa habitualmente por el valor del índice RQD (Rock Quality Design). Pozo aplica la siguiente fórmula, la cual es aplicable a testigos:

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitud de trozos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{Longitud total}} \times 100$$

En esta tesis se halló el RQD primero determinando el número de discontinuidades, segundo determinando la distancia de la línea base de las discontinuidades. Para la cantera de arena fina Cabra Cabra la cual es 41.4% clasificándola como una roca mala. En esta tesis se empleó la siguiente fórmula típica para canteras y carreteras.

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

Donde:

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{m \text{ (distancia total de la línea base)}}$$

En el antecedente se estudia a detalle solo los testigos producto de una perforación en cambio en esta tesis estudia el macizo en general sin considerar como se presentan las discontinuidades a profundidad, es decir para carreteras y canteras solo se obtiene un estudio superficial.

7.2. Del Objetivo 2: RMR

Callupe (2012) en su tesis realizó la clasificación del RMR en una cantera de roca caliza, se diferencia principalmente de esta tesis en la determinación de la resistencia a la compresión uniaxial. En el antecedente la resistencia ha sido determinada mediante el martillo de Schmit, mientras que en esta tesis la resistencia se determinó mediante el ensayo de laboratorio de mecánica de suelos específicamente el uniaxial.

De acuerdo a nuestros resultados se determina que el ensayo uniaxial brinda resultados más exactos.

Si bien es cierto para la clasificación de Bienawski se usa rangos o intervalos, por lo tanto, la resistencia medida con la picota, con el martillo de Schmit y la medida en el

laboratorio no van a variar drásticamente estando los resultados dentro del mismo intervalo.

Si se desea resultados exactos se recomienda realizar el ensayo de resistencia los cuales van a ser empleados en la determinación de la cohesión y fricción.

7.3. Del Objetivo 3: Factor de seguridad

Álvarez en el año 2012, en su tesis determina el factor de seguridad en una cantera de agregados de construcción, usando el programa Slide con el método de Bishop Simplificado el cual fue 1.2. considerando la presencia agua subterránea.

En esta tesis el factor de seguridad se calculó con el método de Bishop Simplificado para la cantera de arena fina, igualmente se utilizó el programa Slide con el método de Bishop Simplificado en cual es 1.74, se presenta mayor estabilidad debido a que no hay presencia de agua.

Al comparar el antecedente con esta tesis nos damos cuenta de la importancia de la determinación de la presencia de agua, ya que cambiaran los parámetros geométricos de los taludes para obtener un factor de seguridad estable, asimismo servirá para proponer las medidas ingenieriles concernientes.

7.4. Del Objetivo 4: Diseño de bancos

En la tesis de Álvarez en el año 2012, se definen las medidas de los bancos para una cantera de agregados de construcción, la altura de banco es 3 metros, el ancho de banco son 6 metros y el ángulo de talud es de 35° trabajando con una cohesión de 5 (ya que cuenta con limos) y con un ángulo de fricción de 27° .

En el desarrollo de esta tesis se definen bancos más pequeños ya que se considera que la cantera es de arena fina con cohesión cero, sin embargo, el programa acepta valores mínimos el cual es 0.1. El ángulo de fricción es en promedio 26° por tanto se define que la altura de banco es de 2 metros, el ancho del banco es de 3 metros y el ángulo del talud es 45° .

La diferencia entre el antecedente y esta tesis radica en el tipo de material, en el primero es agregado de construcción, pero claramente se evidencia la presencia de limos lo cual le da cohesión al material. Sin embargo, para esta tesis se consideran arenas finas las cuales se encuentran en cuerpos y no presentan materiales limosos.

CONCLUSIONES

- Mediante el estudio geomecánico se determinó la calidad de la roca, para el posterior diseño de bancos, corroborando la influencia directa del estudio geomecánico en el diseño de bancos. La influencia del estudio geomecánico se manifiesta en la determinación de la estabilidad de taludes y la geometría de los bancos.
- Se determinó el RQD para los tres cuerpos de arena presentes en la cantera Cabra Cabra, en el cuerpo de arena 1 se obtuvo 39.996%, en el cuerpo de arena 2 se obtuvo 46.58% y en el cuerpo 3 se obtuvo 37.62%, en promedio total de la cantera se obtuvo 41.4%, calificándola como una roca mala. Por tanto, el RQD influye en la elaboración del diseño de bancos ya que siendo una roca de mala calidad es necesario estabilizar el talud mediante un factor de seguridad mayor a 1.5 considerando los parámetros geométricos.
- La clasificación del RMR se determinó de acuerdo a Bienawski 89, la resistencia a la compresión uniaxial es de 46.72 Mpa, el RQD promedio es 41.4, el espaciado está en un rango de 6 a 20 centímetros, la persistencia varía de 3 a 10 metros con rugosidad ondulada, sin la presencia de agua. Sumando los puntajes se obtiene un RMR de 42 calificándola como una roca regular. Influye en el diseño de bancos ya que mediante esta clasificación se determina el ángulo de fricción y cohesión los cuales son parámetros principales para determinar el factor de seguridad con el programa Slide.
- El factor de seguridad se determinó con el software Slide usando el método de Bishop Simplificado, para lo cual se ingresaron datos como ángulo de fricción (promedio 26.23), cohesión 1, densidad 2.76 para arenas. El F.S. promedio es 1.74. Este factor es determinante en el diseño de bancos ya que este va a variar de acuerdo a las medidas del banco y ángulo de inclinación que se le dé hasta lograr que los bancos sean estables.
- Para el diseño de bancos se determinó en base al factor de seguridad 1.74, posteriormente el programa Slide diseña el banco con una altura de 2 metros, ancho de banco 3 metros y ángulo de talud 45°.

RECOMENDACIONES

- A los dueños de la empresa SMRL Cabra Cabra formalizar su explotación a través de la elaboración y presentación de un IGAC (Instrumento de Gestión Ambiental Correctivo), y posteriormente el plan de minado ante la Dirección Regional de Energía y Minas – Cajamarca.
- A los dueños de la empresa SMRL Cabra Cabra, evaluar las 100 hectáreas de la concesión para evidenciar la existencia de otros cuerpos de arena y prolongar la vida útil de la mina.
- A los dueños de la empresa SMRL Cabra Cabra construir un DMO (Deposito de material orgánico) que se usará en la etapa de cierre de minas y un DME (Deposito de material estéril).

REFERENCIAS

- Alvarez, D. (2014). Análisis y Diseño de Taludes Mediante Métodos Computacionales. *Tesis profesional*. Bogota, Colombia: Universidad de Colombia. Obtenido de www.bdigital.unal.edu.co/6390/1/mario
- Callupe, W. (2012). *Estabilidad de Taludes del Plan de Minado Para la Vida de Mina (VDM) 2011*. Lima. Perú. Obtenido de <http://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUN>.
- Fernández, R. (2012). Activos Ambientales de la Minería Española. *Tesis profesional*. Madrid, España: Universidad de Madrid. Obtenido de www.bdigital.unal.edu.es
- Ferrer, F. (2015). *Planeamiento de Minado de Largo Plazo para Proyecto Minero No Metálico desarrollada acerca del planeamiento de minado para la cantera Atocongo*. Lima. Perú. Obtenido de tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/12345.
- González, L. (2002). Ingeniería Geológica. Madrid, España: Universidad Complutense de Madrid. Obtenido de <http://webs.ucm.es/info/geodina/docencia/ingenieriageologica/publicaciones/libro>.
- Granados, A. (2012). *Planeamiento de Minado de Largo Plazo para Proyecto Minero No Metálico desarrollada acerca del planeamiento de minado para la cantera Atocongo*. Lima. Perú. Obtenido de tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/12345.
- Pozo, R. (2014). *Análisis Numérico del Mecanismo de Falla en Macizos Rocosos Fracturados Considerando el Efecto Escala*. Lima. Perú. Obtenido de <http://www.gengperu.com/img/brochure/Analisis%20>
- Ramírez, M. (2013). Sostenibilidad De La Explotación De Materiales De Construcción. *Tesis de Maestría*. Medellín, Colombia: Universidad Nacional de Colombia. Obtenido de http://www.bdigital.unal.edu.co/950/1/43207166_2009.pdf
- Recalde, E. (2012). Metodología de Planificación Minera a Corto Plazo y Diseño Minero a Mediano Plazo en la Cantera Pifo. *Tesis de Grado*. Guayaquil, Ecuador: Escuela

Superior Politécnica del Litoral. Obtenido de <http://www.monografias.com/trabajos-pdf>.

Sampieri, R. (2006). Metodología de la Investigación. 5, 257-300. México: Interamericana Editores. Recuperado el 15 de Mayo de 2017, de <https://www.esup.edu.pe>

Sánchez, M. (2014). Aplicación Del Programa Geo-Slope Para El Analisis De La Estabilidad De Taludes En La I.E. La Libertad. *Tesis para Optar el grado de Ingeniero Agrícola*. Huaraz, Perú: Universidad Nacional SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle>.

ANEXOS



Figura 32: Trabajadores explotando el cuerpo 1.
Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 33: Impurezas de suelo orgánico en el cuerpo 2.
Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 34: Deslizamientos por falta de estabilidad.
Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 35: Explotación del cuerpo 3.
Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 36: Zona de acopio de arena.
Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 37: Limpieza de material orgánico.
Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 38: Afloramiento del cuerpo de arena fina 2.

Fuente: Elaboración propia, 2017.



Figura 39: Areniscas de la cantera Cabra Cabra.

Fuente: Elaboración propia, 2017.