



Universidad Central de Venezuela
Facultad de Ingeniería
Escuela de Geología, Minas y Geofísica
Departamento de Minas

PROPUESTA DE PLAN DE EXPLOTACIÓN A LARGO

PLAZO DE LA MINA II

CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL S.A.

AGOSTO 2016

Informe de Minería de campo
Br. Alexandra F. Ledezma Z y
Br. Leonardo A. Castillo V.
Departamento de Minas
Facultad de Ingeniería
Universidad Central de Venezuela

Caracas, 2017



**Universidad Central de Venezuela
Facultad de Ingeniería
Escuela de Geología, Minas y Geofísica
Departamento de Minas**

PROPUESTA DE PLAN DE EXPLOTACIÓN A LARGO

PLAZO DE LA MINA II

CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL S.A.

AGOSTO 2016

Tutor Académico: Ing. Miguel Castillejo

Tutor Industrial: Ing. Marianne Garrido

Informe de Minería de campo

Br. Alexandra F. Ledezma Z y

Br. Leonardo A. Castillo V.

Departamento de Minas

Facultad de Ingeniería

Universidad Central de Venezuela

Caracas, 2017

**PROPUESTA DE PLAN DE EXPLOTACIÓN A LARGO PLAZO DE LA MINA II
CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL S.A.
AGOSTO 2016**

Tutor académico: Ing. Miguel Castillejo*¹

Tutor industrial: Ing. Marianne Garrido *²

Autores: Br. Alexandra Ledezma, Br. Leonardo Castillo*³

* Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela,
Caracas 1020A, Venezuela.

¹ Correo: miguel.castillejo@gmail.com

² Correo: Marianne.garrido79@gmail.com

³ Correo: key.zamora16@gmail.com , castillov2@gmail.com

Palabras clave: Minería – Planificación, Cantera (DISTRITO CAPITAL) – Producción, Minería a cielo abierto

La empresa Canteras del Distrito Capital, es una empresa del estado que desarrolla sus actividades en la explotación y procesamiento de agregados para la construcción, dicha empresa cuenta con dos minas, entre las cuales una de ellas Mina I se encuentra inactiva por falta de permisología ambiental, por lo que surge la necesidad de rediseñar la Mina II con el fin de mantener y aumentar la producción, ya que es de carácter estratégico nacional para el desarrollo de la gran misión vivienda Venezuela. Por tal motivo se planteó realizar una propuesta de plan de explotación a largo plazo para la mina II, llevando a cabo los siguientes objetivos específicos; Describir las características geológicas, topográficas y estructurales de la zona en estudio; Estimar los recursos mediante el método de los perfiles, utilizando herramientas computacionales; Estimar la vida útil de la mina tomando en consideración los recursos explotables y no explotables; Diseñar el Pit final haciendo énfasis en los avances de la explotación de la mina II. La investigación se basó en los parámetros geométricos que configuran una explotación de minería a cielo abierto; aunado a esto se determinaron los parámetros de estabilidad de la roca, parámetros para el dimensionamiento de la mina, cálculo de recursos, vida útil, cálculo de recursos por fases. La sección 1 no presenta ningún tipo de inestabilidad mientras que las secciones 2, 3 y 4 son inestables tanto cinemáticamente como mecánicamente, esta última solo con valores referenciales. Por lo tanto se tiene que las condiciones geométricas de trabajo pueden ser operadas siempre y cuando se realice un seguimiento constante; se obtuvo un volumen total de 14.057.583m³ y un volumen explotable de 5.256.490m³ lo que representa un 37% del volumen total, según la capacidad real de las plantas la vida útil de la mina es de 146 años y para un volumen explotable la vida útil es de 55 años, se alcanzó estimar ángulo del *Pit* final = 45°, ángulo de talud de trabajo = 66° y el ancho mínima de la berma= 7m.

AGRADECIMIENTO

Primeramente agradecemos a Dios, por llenarnos de fuerza cada día para poder lograr esta tarea, a la empresa Canteras del Distrito Capital por el apoyo brindado al darnos la oportunidad de realizar las pasantías en su sede y todos sus empleados en especial a la Ing. Marianne Garrido, Ing. Luis Espinoza, Ing. Pablo Matos y al operador Rubén Rodríguez por su apoyo y colaboración en la cantera, a nuestro amigo Carlos Utches por su máxima colaboración, apoyo, paciencia, ya que en todo este periodo estuvo con nosotros incondicionalmente.

INDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTO	4
ÍNDICE DE FIGURAS.....	7
INTRODUCCIÓN	¡ERROR! MARCADOR NO DEFINIDO.
CAPÍTULO I.....	9
1. GENERALIDADES	9
1.1. Ubicación geográfica.....	9
1.2. Reseña Histórica	9
1.2.1. Misión	10
1.2.2. Visión	10
1.3. Estructura Organizativa.....	10
1.4. Proceso Productivo.....	11
1.5. Geología Regional	11
1.5.1. Descripción Litológica.....	11
1.5.2. Espesor.....	12
1.4.3. Extensión Geográfica.....	12
1.4.4. Expresión Topográfica.....	13
1.4.5. Importancia económica	13
1.5. Geología Local.....	13
1.6. Propiedades Geomecánicas de la roca.....	13
1.7. Clima de la zona.....	14
CAPÍTULO II	16
2.1. PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN	16
2.2. Planteamiento del problema	16
2.3. Objetivo General.....	16
2.4. Objetivos Específicos	16
2.5. Justificación de la investigación	16
2.6. Alcance para la empresa.....	16
2.7. Limitaciones	17
CAPÍTULO III.....	18
3.1. MARCO TEÓRICO	18
3.1.1. Antecedentes	18
3.1.2. Planificación Minera	18
3.1.3. Diseño de minas a cielo abierto.....	18
3.1.4. Parámetros geométricos que configuran una explotación de minería a cielo abierto.....	19
3.1.5. Bermas	20
3.1.6. Pistas y Rampas	20
3.2. Método de los perfiles para el cálculo de reservas.....	22
3.2.1. Consideraciones para la construcción de perfiles:	23
CAPITULO IV.....	26
4. MARCO METODOLOGICO.....	26
4.1. Tipo de investigación	26
4.2. Diseño de la investigación	26
4.3. Diseño y tipo de explotación	26
4.4. Recursos de la investigación.....	26

INDICE DE CONTENIDO

4.5.	<i>Plan de trabajo</i>	26
4.6.	<i>Actividades Específicas</i>	27
CAPITULO V		28
5.	DATOS UTILIZADOS PARA EL PROCESO DE CÁLCULO Y ANÁLISIS	28
5.1.	<i>Equipos disponibles</i>	28
5.2.	<i>Descripción y Capacidad de producción de las planta</i>	30
	<i>Planta II</i>	30
	<i>Planta III</i>	30
5.3.	<i>Capacidad Producción Instalada</i>	30
5.4.	<i>Capacidad de Producción</i>	30
CAPITULO VI.....		31
6.	RESULTADOS Y ANALISIS.....	31
6.1.	<i>Parámetros de estabilidad</i>	31
6.2.	<i>Análisis de los parámetros de estabilidad</i>	35
6.3.	<i>Parámetros para el dimensionamiento de la mina</i>	37
	6.3.1. <i>Ancho operativo</i>	37
	6.3.2. <i>Posicionamiento de los equipos</i>	37
	6.3.3. <i>Vías</i>	38
	6.3.4. <i>Diseño geométrico para área de trabajo</i>	38
6.4.	<i>Análisis de los parámetros para el dimensionamiento de la mina</i>	39
6.5.	<i>Calculo de recursos</i>	39
	6.5.1. <i>Vida Útil</i>	40
	6.5.2. <i>Recursos por fases</i>	40
	6.5.3. <i>Volumen a extraer por niveles en la fase 1</i>	41
6.6.	<i>Análisis para el cálculo de los recursos</i>	47
CONCLUSIONES		49
RECOMENDACIONES.....		50
BIBLIOGRAFIA		51

Índice de Figuras

FIGURA 1.	UBICACIÓN DE CANTERA DEL DISTRITO CAPITAL FUENTE: CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL	9
FIGURA 2.	ORGANIGRAMA DE LA EMPRESA FUENTE: CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL	10
FIGURA 3.	ESQUEMA DE PROCESO PRODUCTIVO DE LA EMPRESA FUENTE: CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL	11
FIGURA 4.	MUESTRA LA UBICACIÓN DE LA CANTERA DISTRITO CAPITAL Y SU RELACIÓN CON LA FASE ANTÍMANO FUENTE: LÉXICO ESTRATIGRÁFICO DE VENEZUELA	11
FIGURA 5.	ESTADÍSTICO DE PRECIPITACIÓN ANUAL CON RANGOS MÁXIMOS, MEDIOS Y MÍNIMOS FUENTE: INAMEH	14
FIGURA 6.	ESTADÍSTICOS DE TEMPERATURA Y HUMEDAD ANUAL CON RANGOS MÁXIMOS, MEDIOS Y MÍNIMOS FUENTE: INAMEH	15
FIGURA 7.	ANCHO DE TRABAJO FUENTE: TOMADO DE BUSTILLO Y LÓPEZ	20
FIGURA 8.	CÁLCULO DEL ÁREA DEL PERFIL POR EL MÉTODO DE REGLA DE SIMPSON FUENTE: BUSTILLO Y LÓPEZ	23
FIGURA 9.	MODOS DE FALLAS DE TALUDES EN MACIZOS ROCOSOS FUENTES: BUSTILLO Y LÓPEZ (1997)	25
FIGURA 10.	CARACTERÍSTICAS DEL TRACTOR CAT D9H	29
FIGURA 11.	CARACTERÍSTICAS DEL CARGADOR CAT 988B	29
FIGURA 12.	CARACTERÍSTICAS DE CAMIÓN ROQUERO CAT 769C	30
FIGURA 13.	REPRESENTACIÓN DE LAS SECCIONES EN LA ZONA DE ESTUDIO	32
FIGURA 14.	REPRESENTACIÓN DE LAS SECCIONES EN EL MAPA TOPOGRÁFICO	33
FIGURA 15.	PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA PARA LA SECCIÓN 1	34
FIGURA 16.	PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA PARA LA SECCIÓN 2	34
FIGURA 17.	PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA PARA LA SECCIÓN 3	35
FIGURA 18.	PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA PARA LA SECCIÓN 4	35
FIGURA 19.	DIMENSIONES DEL ANCHO OPERATIVO	37
FIGURA 20.	POSICIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS	37
FIGURA 21.	ANCHO DE VÍAS	38
FIGURA 22.	REPRESENTACIÓN DEL BANQUEO	38
FIGURA 23.	REPRESENTACIÓN DE LAS FASES EN EL MAPA TOPOGRÁFICO	43
FIGURA 24.	PERFIL 1	43
FIGURA 25.	PERFIL 2	44
FIGURA 26.	PERFIL 3	44
FIGURA 27.	PERFIL 4	44
FIGURA 28.	PERFIL 5	45
FIGURA 29.	PERFIL 6	45
FIGURA 30.	PERFIL 7	45
FIGURA 31.	PERFIL 8	46
FIGURA 32.	PERFIL 9	46
FIGURA 33.	PERFIL 10	46
FIGURA 34.	REPRESENTACION DEL MAPA TOPOGRAFICO ANTES DE MODELAR	47
FIGURA 35.	MODELADO EN 3D DESDE LA COTA 1300M HASTA 1170M	47

INTRODUCCIÓN

La empresa Canteras del Distrito Capital, es una empresa del estado que desarrolla sus actividades en la explotación y procesamiento de agregados para la construcción, teniendo una gama de productos que va desde arrocillo, pasando por piedras $\frac{3}{4}$ y 1 pulgada, hasta arena lavada; para ello dicha empresa cuenta con dos minas, entre las cuales una de ellas Mina I se encuentra inactiva por falta de permisos ambientales, por lo que surge la necesidad de rediseñar la Mina II con el fin de mantener y a futuro aumentar la producción en dichos rubros que son de carácter estratégico nacional para el desarrollo de la gran misión vivienda Venezuela.

Para dar cumplimiento a lo antes descrito se planteó realizar una propuesta de plan de explotación a largo plazo de la mina II, llevando a cabo los siguientes objetivos para ello; Describir las características geológicas, topográficas y estructurales de la zona en estudio. Estimar los recursos mediante el método de los perfiles, utilizando herramientas computacionales. Estimar la vida útil de la mina tomando en consideración los recursos explotables y no explotables. Diseñar el Pit final haciendo énfasis en los avances de la explotación de la mina II.

Para la ejecución de dichos objetivos se desarrollaran puntos basados en los parámetros geométricos que configuran una explotación de minería a cielo abierto como lo son, la altura de bancos, ángulo del talud o ángulo del banco, límites finales de la mina, ancho de bermas, ancho de banco entre otros, al igual que tanto para el cálculo de reservas como estimación de la vida útil de la mina, se tomará en consideración solo los recursos disponibles ya que no se cuenta con un estudio geológico a detalle en el que se puedan estimar reservas propiamente dicha; en cuanto al estudio geoestructural estará enfocado en la estabilidad de taludes por medio de condiciones cinemáticas dando así un espectro de direcciones posible que garantice un factor de seguridad óptimo, sin embargo esto debe venir avalado por un estudio mecánico, aunado a ello se obtendrá el dimensionamiento de la mina a través una herramienta computacional trayendo consigo una mejor visualización del área explotable, optimizando los parámetros de planificación a futuro.

Con los resultados de esta investigación de campo se garantizará una mayor explotación de recursos de la mina II, cumpliendo con los parámetros de seguridad necesaria, al igual que se podrá obtener una estructuración de costos para la explotación, así como el manejo a detalle de todo lo concerniente al dimensionamiento mina

Capítulo I

1. GENERALIDADES

En este capítulo se describe las generalidades de la empresa así como la de la zona de estudio que consta de, Ubicación geográfica, Reseña histórica, Misión, Visión, Estructura organizativa, Proceso productivo, Geología regional, Geología local, Propiedades de la roca y Características climáticas de la zona. Esto con el fin de conocer las características de la misma que llevara al desarrollo de la presente investigación.

1.1. Ubicación geográfica

El presente trabajo fue elaborado en Cantera del Distrito Capital, la misma se encuentra ubicada en la Hacienda Mamera, Parroquia Antímamo, del Municipio Autónomo Libertador, Distrito Capital. El acceso a la cantera se realiza llegando a la población de Antímamo al oeste de la ciudad de Caracas, se toma el Nuevo Distribuidor Mamera, vía a la Nueva Carretera Mamera-Junquito y aproximadamente unos 1,5 kilómetros, encontramos la entrada como se muestra en la Figura 1.



Figura. 1. Ubicación de Cantera del Distrito Capital
Fuente: Canteras del Distrito Capital

1.2. Reseña Histórica

El lote de terreno en cuestión, se mantenía en operación por Inversiones GOLEANDRA C.A., Este terreno, presuntamente es propiedad de José Gómez Camacho el cual era arrendado a la antigua empresa "CANTERA NACIONAL", Pero por competencia exclusiva conferida en La Ley sobre el Régimen, Administración y Aprovechamiento de Minerales No Metálicos del Distrito Capital; y en atención a los requerimientos de agregados para la construcción de la Gran Misión Vivienda Venezuela, entre otros planes de renovación urbana de Caracas, el Gobierno del Distrito Capital procedió a la adquisición forzosa de esta cantera privada que explotaba de modo no sustentable un valioso yacimiento ubicado en la parroquia Antímamo, creando el 19/02/2013 la empresa pública Canteras del Distrito Capital, S.A.

como instrumento para garantizar el cumplimiento de las metas en vivienda y obras públicas, combatir la especulación asociada, y consolidar el aprovechamiento sustentable de estos recursos, conforme a las políticas ecosocialistas establecidas en la Ley del Plan de la Patria.

1.2.1. Misión

Desarrollar el aprovechamiento de la industria de los minerales no metálicos y su derivados (Concreto, Asfalto, Pego, Adoquines y Lajas), de forma sostenible y sustentable, para abastecer con calidad y oportunidad, al sector construcción del Distrito Capital, garantizando la rentabilidad de la empresa y contribuyendo al desarrollo económico del país.

1.2.2. Visión

Ser una Empresa con gestión de calidad, oportuna en el suministro especializado de agregados minerales no metálicos y su derivados (Concreto, Asfalto, Pego, Adoquines y Lajas) destinadas al mejoramiento del hábitat y la calidad de vida de los ciudadanos del Distrito Capital, en armonía y preservación del medio ambiente. (Bustillo & López, 1977)

1.3 Estructura Organizativa

La estructura organizativa muestra como está compuesta la empresa, en sus tres niveles como los son el nivel estratégico, nivel de apoyo y nivel sustantivo. Así como las dependencias de casa gerencia.

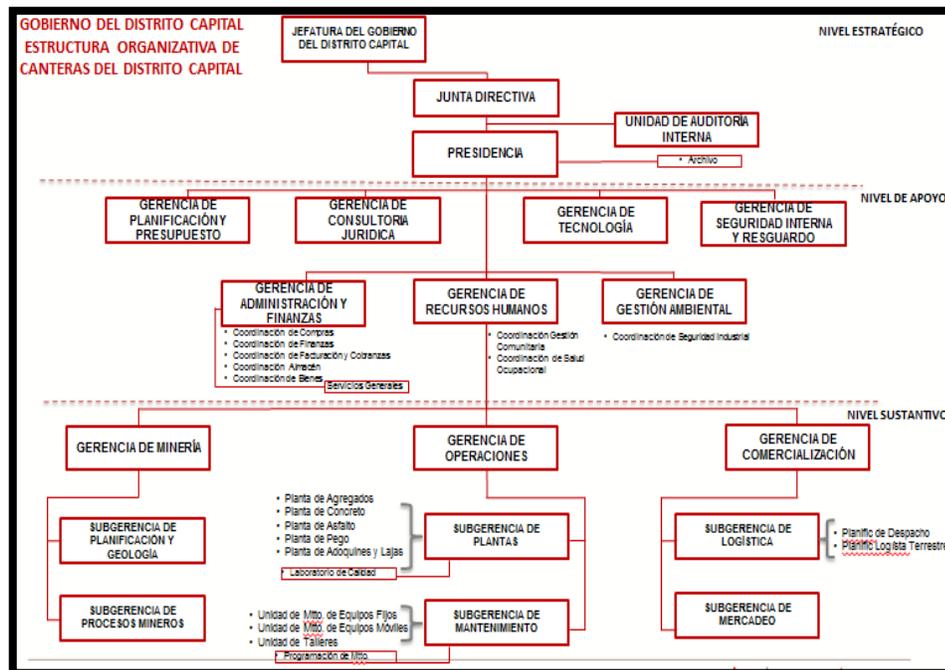


Figura. 2. Organigrama de la empresa
Fuente: Canteras del Distrito Capital

1.4. Proceso Productivo



Figura 3. Esquema de proceso productivo de la empresa
Fuente: Canteras del Distrito Capital

1.5. Geología Regional

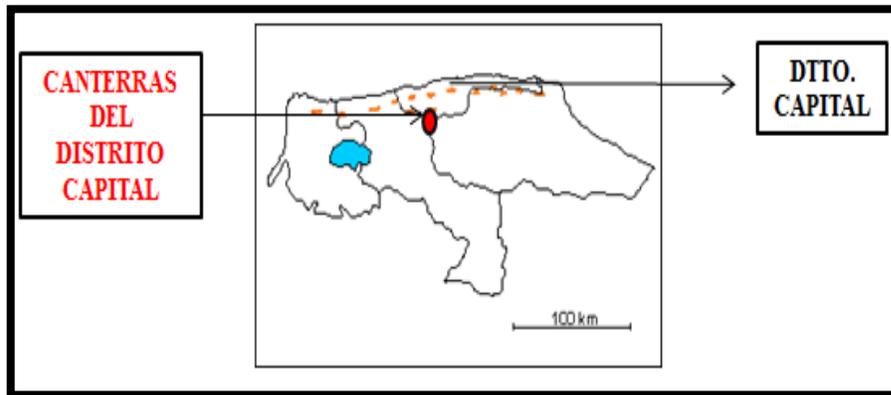


Figura 4. Muestra la ubicación de la cantera distrito Capital y su relación con la Fase Antímamo
Fuente: Léxico Estratigráfico de Venezuela

De acuerdo con el léxico estratigráfico de Venezuela se tiene la siguiente descripción de la fase:

1.5.1. Descripción Litológica

Dengo (1951) describe esta Formación como un mármol masivo de grano medio, color gris claro, con cristales de pirita, alternando con capas de esquistos cuarzo micáceos, y asociadas con cuerpos concordantes de rocas anfibólicas, algunas con estructuras de "boudinage". El mármol está formado de un 85-95% de calcita, con cantidades menores de cuarzo detrítico, muscovita (2,5%), grafito (2,5%) y

pirita (2%). Dengo (1950) describe con detalle las anfibolitas glaucofánicas de esta Formación, incluyendo análisis químicos, indica que los mármoles son rocas estructuralmente competentes en relación a los esquistos que las rodean, pero incompetentes en relación con las rocas anfibólicas, mostrando pliegues de flujo alrededor de ellas y resultando así la estructura de "boudinage".

Schurmann (1950) igualmente estudia estas rocas glaucofánicas, presentando un mapa detallado de los diversos tipos litológicos en el sector de Antímano y Mamera.

En la región del Camino de los Españoles, Parque Nacional El Ávila, Ostos (1981) describe su Unidad de esquisto cuarzo-muscovítico y mármol cuarcífero equivalente a esta Fase, encontrando los siguientes tipos litológicos: esquisto cuarzo-muscovítico, mármol y esquistos calcáreos, esquisto cuarzo-feldespático y feldespático, cuarcita muscovítica-feldespática, epidocita y glaucofanita granatífera.

En la cartografía geológica de la zona de Puerto Cruz-Mamo, Talukdar y Loureiro (1982) reconocen su Unidad de anfibolitas y mármoles, que posteriormente Urbani y Ostos (1989) la denominan como Fase Antímano, allí ocurre la asociación de anfibolita, mármol, esquisto calcáreo-muscovítico \pm grafitoso, esquisto cuarzomuscovítico \pm granatífero, esquisto cuarzo-muscovítico-glaucofánico-granatífero.

En la zona de El Palito, estado Carabobo, Urbani et al. (1989) mencionan la asociación de anfibolita granatífera-clinopiroxénica, anfibolita granatífera, eclogita, Anfibolita epidótica-plagioclásica, mármol, cuarcita y esquisto cuarzo-plagioclásico-muscovítico.

Ostos (1990) describe algunas de las rocas máficas de esta Fase aflorantes en la sección Chichiriviche-Colonia Tovar, siendo Anfibolita granatífera y esquisto albítico-clorítico. La Anfibolita tiene pórfido-blastos de granate, mientras que el esquisto los tiene de albita con sombras de presión simétrica y bien desarrollada. Las asociaciones mineralógicas metamórficas indican un primer evento de alta relación P/T en la facies de la eclogita, siendo impreso por un segundo evento metamórfico de P/T intermedia en la facies de los esquistos verdes.

Urbani et al. (1997) estudian la mineralogía carbonática de los mármoles de los afloramientos de la punta oeste de la bahía de Chichiriviche, Distrito Federal, encontrando que carecen de dolomita, mientras que aquellos de Mamera lo presentan en muy pocas muestras y en muy bajas concentración. En los trabajos ya mencionados de Ostos, Urbani y otros, el criterio para cartografiar esta Fase es la presencia de la asociación de rocas anfibólicas con mármoles.

1.5.2. Espesor

Considerando a la foliación como plano de referencia, el espesor aparente de esta unidad es de 40 m en la localidad tipo, según Dengo (1951), disminuyendo hacia el este y oeste. Al sur de San Pedro, Smith (1952) indicó un espesor aparente máximo de 300m.

1.4.3. Extensión Geográfica

Se han descrito afloramientos aislados desde la zona de Antímano, hacia el oeste en San Pedro y hacia el este hasta La Florida, continúa la zona de afloramientos en una franja en el valle de la quebrada

Tacagua, y de ahí hacia el oeste como una franja entre Mamo, Carayaca y Tarma, Distrito Federal. Los últimos afloramientos se han reconocido en la zona de El Palito, estado Carabobo.

1.4.4. Expresión Topográfica

En las zonas donde afloran mármoles masivos y gruesos se nota una topografía abrupta, con estructuras kársticas superficiales.

1.4.5. Importancia económica

Hoy en día solamente están activas las canteras de la quebrada Mamera que explota los minerales antes descrito para agregados para la construcción.

1.5. Geología Local

Localmente el marco geológico consiste de una secuencia estratigráfica transicional, de intercalaciones de esquistos cuarzo-micáceos, esquistos cuarzo-calcáreos-micáceos, mármoles lenticulares piritosos grises, mármoles cuarcíticos, anfibolitas granatíferas y/o piritosas de tonos verdosos y cuarcitas de grano fino gris claro también lenticulares, conformando en conjunto un sinclinal asimétrico fallado y diaclasado hacia la parte noroeste de la mina, cuyo eje tiene un rumbo general Noroeste-Sureste y buzando hacia el sureste. No obstante esta estructura sinclinal desaparece hacia la parte media de la cantera hacia el sureste donde la estratificación presenta un rumbo general NE con un buzamiento medio a moderado hacia el Sureste.

1.6. Propiedades Geomecánicas de la roca

Actualmente la cantera del Distrito Capital realizó el ensayo geomecánico, del Desgaste Los Ángeles con el fin de determinar el porcentaje de desgaste de las rocas de cuatro (4) muestras, correspondientes a las litologías presentes en el yacimiento (**M-1** Esquistos Cuarzo Micáceos; **M-2** Esquistos Cuarzo Calcáreos, **M-3** Anfibolita, **M-4** Esquistos Micáceos). Obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 1. Resultados de los ensayos

MUESTRA	GRADO	No. DE ESFERA	PESO INICIAL (gr)	PESO FINAL (gr)	DESGASTE (%)
M1	A	12	5000	3800	24
M2	A	12	5000	3650	27
M3	A	12	5000	3900	22
M4	A	12	5000	3500	30

Fuente: Laboratorio IMME-UCV

Con ello se puede inferir que el porcentaje de desgaste en cada muestra, se encuentra por debajo del 40%, valor máximo permitido y establecido en el acápite 3.2.4 de la norma COVENIN 277-2000 cuando se emplea dicho material para agregado en la elaboración de concreto.

Ahora bien dado que este ensayo no es representativo para calcular la estabilidad de talud se realizara un cálculo cinemático que nos indique el grado de confiabilidad que debe tener el mismo representado en su ángulo de trabajo.

1.7. Clima de la zona

De acuerdo con el reporte de la estación Alto de Ño León nro. (1425) del INAMEH, se puede observar según la Figura 5, que entre los meses de abril y junio se presenta la mayor cantidad de precipitaciones. De igual manera podemos observar según la Figura 6 que tanto la temperatura como la humedad se mantienen constantes durante todo el año según reporte de la estación Carayaca nro. (9311). Con estas condiciones climáticas referenciales se puede planificar las paradas de planta para realizar mantenimiento preventivo y correctivo a los diversos equipos y componentes utilizados en plan operativo de la mina.

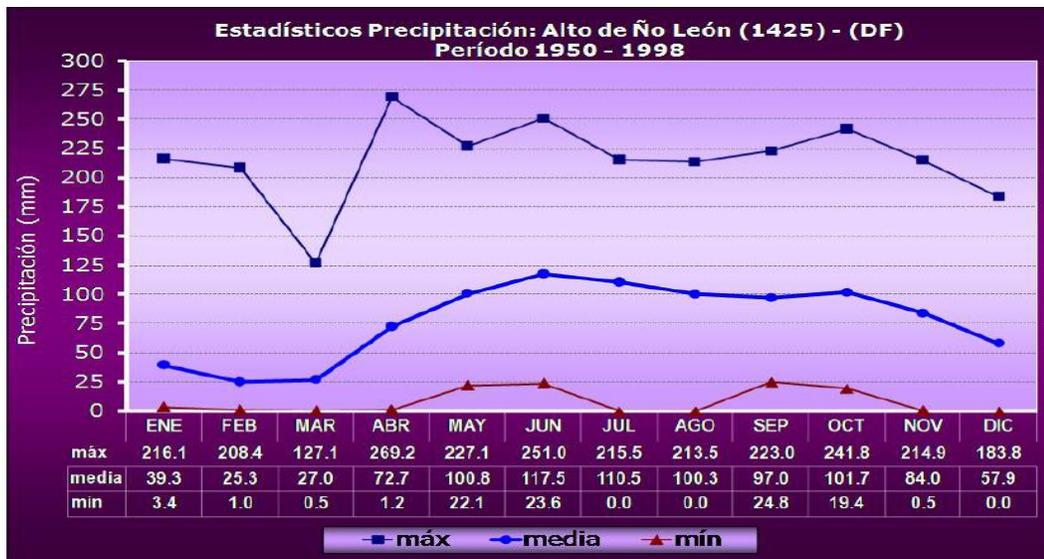


Figura 5. Estadístico de precipitación anual con rangos máximos, medios y mínimos
Fuente: INAMEH

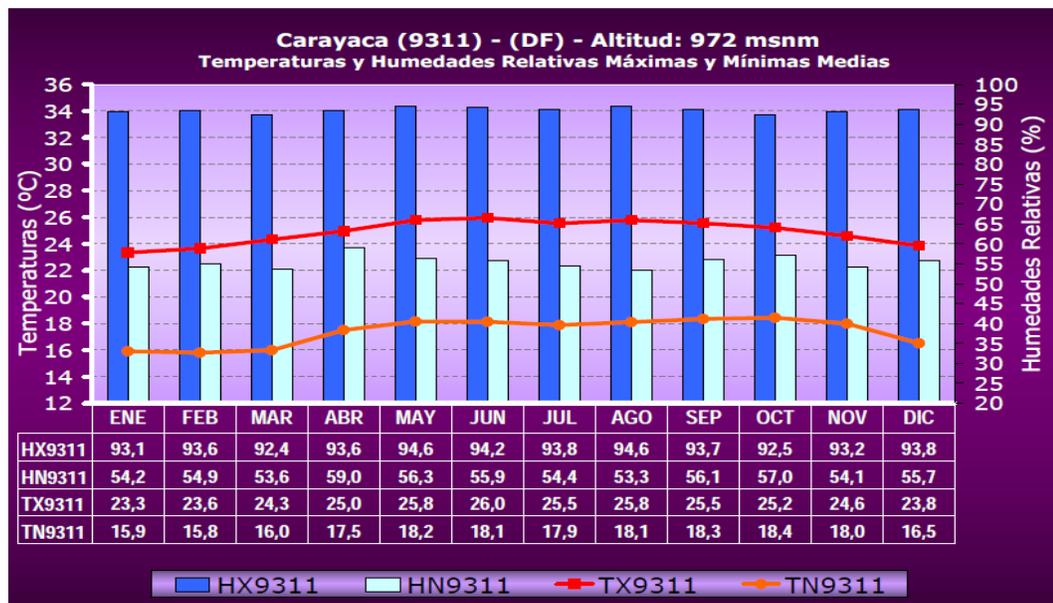


Figura 6. Estadísticos de Temperatura y humedad anual con rangos máximos, medios y mínimos
 Fuente: INAMEH

CAPÍTULO II

2.1. PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se expondrá todo lo referente al planteamiento del problema, objetivo general y específicos, justificación de la investigación, alcance para la empresa y finalmente las limitaciones que se tendrán para el desarrollo de la investigación.

2.2. Planteamiento del problema

Actualmente la empresa cuenta con dos frentes de explotación denominados mina I y mina II, sin embargo la mina I no ha tenido actividad en los últimos 11 años por falta de permisos ambientales, por tal motivo la misma se ha concentrado en mejorar y rediseñar la mina II; enfocándose en la planificación del *Pit final* para obtener un control sobre el avance de la explotación y el dimensionamiento que facilite la unión a futuro de ambas minas.

2.3. Objetivo General

Proponer un plan de explotación a largo plazo de la mina II en canteras del Distrito Capital S.A. Agosto 2016

2.4. Objetivos Específicos

- Describir las características geológicas, topográficas y ambientales de la zona en estudio.
- Estimar los recursos mediante el método de los perfiles, utilizando herramientas computacionales.
- Estimar la vida útil de la mina tomando en consideración los recursos explotables y no explotables.
- Diseñar el Pit final haciendo énfasis en los avances de la explotación de la mina II.

2.5. Justificación de la investigación

Debido a que el gobierno nacional se ha propuesto la meta de construir más de 500.000 viviendas anuales en el marco de la Misión Vivienda Venezuela; se ha tenido una fuerte demanda en material de agregados para la construcción, por lo que la empresa Canteras del Distrito Capital se ha visto en la necesidad de redefinir sus frentes de explotación con el fin de mantener e incrementar a largo plazo su producción, garantizando así el cumplimiento de los objetivos propuesto por el gobierno nacional por ser esta una empresa del estado, como a particulares asociados al ramo de la construcción.

2.6. Alcance para la empresa

La elaboración de la presente investigación tiene como finalidad para la empresa llevar un control de los avances en la extracción de material y planificar el dimensionamiento a futuro de la mina.

2.7. Limitaciones

La principal limitación encontrada para la realizar la investigación, es la falta de información sobre el yacimiento, ya que no se cuenta con un estudio geológico y geotécnico a detalle que permita entre otras cosas estimar las reservas probadas y realizar un diseño de extracción de mineral que cuente con todas las especificaciones técnicas como por ejemplo la estabilidad del talud.

CAPÍTULO III

3.1. MARCO TEÓRICO

En el siguiente capítulo se desarrollara el único antecedente que se tiene en la empresa para una investigación de este tipo, además de los fundamentos teóricos de la planificación minera y el diseño geométrico de minas a cielo abierto, así como el método utilizado para el cálculo de recursos (método de los perfiles) y finalmente las condiciones cinemáticas para la estabilidad de taludes.

3.1.1. Antecedentes

- Garrido, M., Espinoza, L (2016), presentaron un plan de explotación para la empresa canteras del Distrito Capital. Concluyendo un diseño de bancos acorde a los equipos de excavación existentes para la producción de agregados triturados, que permitan estos bancos la altura suficiente para una óptima excavación y productividad; teniendo en cada frente un ángulo de inclinación de 70° y aproximadamente 12 metros de altura. Las rampas de acceso fueron diseñadas de tal forma que no sobrepasen el 10% de pendiente a los 9° de inclinación de cada terraplén. Respecto a los ancho de vías se diseñaron rampas de hasta 14m de ancho operativo para facilitar el acceso de doble vía de los camiones.
- Melo Yondert; Departamento de Ingeniería de Minas. Facultad de Ingeniería. UCV. (2016). "Propuesta metodológica para la planificación de soporte de mina, en canteras del distrito capital". Proponer una Metodología para la Planificación de Soporte de Mina, en Cantera del Distrito Capital

3.1.2. Planificación Minera

La planificación minera consiste en un complejo proceso de adaptación a los inevitables cambios o ciclos. Plá Ortiz y otros (2001), señalan que de la lectura de múltiples definiciones de planificación se puede lograr una impresión más completa de su significado. La planificación será anticipar el posible futuro, será un estilo de dirección, será una actitud mental y laboral más que una técnica, será una decisión o elección previa. Las clases de planificación que en una empresa deberán llevarse a cabo en función de las áreas en que se tendrán que tomar las decisiones, son: planificación administrativa, planificación operativa y planificación estratégica.

3.1.3. Diseño de minas a cielo abierto

Al momento de proyectar una mina a cielo abierto, Bustillo y López (1997), describen que se deben tener en cuenta cuatro grupos de parámetros: geométricos, que son función de la estructura y morfología del yacimiento, pendiente del terreno, límites de propiedad, entre otros; geotécnicos, dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se haya dividido el yacimiento; operativos, referentes a las dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad; y finalmente, ambientales, referente a aquellos que permiten la ocultación a la vista de los Pit o escombreras y faciliten la restauración de los terrenos o la reducción de los pasivos ambientales.

3.1.4. Parámetros geométricos que configuran una explotación de minería a cielo abierto

En relación a los parámetros geométricos que configuran una explotación de minería a cielo abierto se toma como referencia los establecidos por Bustillo y López, los cuales se detallan a continuación:

- **Banco:** Es un módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota, de estéril o mineral, y que es objeto de excavación donde un punto del espacio hasta una porción final predeterminada.
- **Altura de banco:** Es la distancia vertical entre dos niveles o, lo que es igual, desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.
- **Ángulo del talud o ángulo del banco:** Es el ángulo entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.
- **Talud de trabajo o ángulo de trabajo:** Es el ángulo determinado por el pie de los bancos entre los cuales se encuentran algunos de los tajos o plataformas de trabajo. Es, pues, una pendiente provisional de la excavación.
- **Pistas o rampas:** son estructuras varias dentro de una explotación, a través de las cuales se extrae el mineral y el estéril, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la mina. Se caracteriza, fundamentalmente, por su anchura y su pendiente dentro de una disposición espacial determinada.
- **Rampa de acceso:** Caminos de usos esporádicos que se utilizan para los accesos de los equipos, generalmente de arranque, a los frentes de explotación. Las anchuras son pequeñas y, al ser vías de un solo carril, las pendientes son superiores a las pistas.
- **Límites finales de la mina:** son aquellas situaciones espaciales hasta que llegan las excavaciones. El límite horizontal determina el fondo final de la explotación y los límites laterales lo determinan los taludes finales de la misma.
- **Bermas:** son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la explotación sobre los taludes finales, que ayudan a mejorar la estabilidad de un talud y las condiciones de seguridad. El intervalo de las bermas y su anchura, así como el ángulo de talud, se establece por condiciones geotécnicas y de seguridad y, en condiciones, por consideraciones operativas si se utilizan como pistas de transporte.
- **Talud final o ángulo de talud final:** es el ángulo del talud estable determinado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza superior.
- **Ancho de banco:** La anchura de trabajo es definida por Bustillo y López (1997), como la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos. Los espacios operativos a considerar en este diseño se pueden observar en la Figura (8), siendo (s) la distancia hasta el borde del banco diseñada como zona de seguridad; (p) será el espacio que ocupe la máquina perforadora; (c) la zona de maniobras de la máquina que realice la carga, su anchura desde el frente del tajo, hasta

la zona de seguridad, debe ser por lo menos 1,5 veces la longitud de la cargadora; (t) dependerá del diseño de la vía y de la configuración de carga que se escoja.

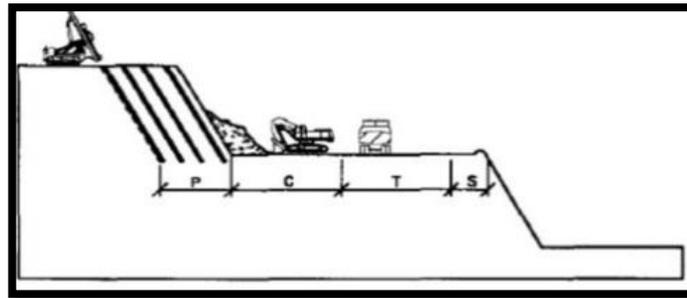


Figura 7. Ancho de trabajo
Fuente: Tomado de Bustillo y López

3.1.5. Bermas

Para el correcto diseño de bermas, Bustillo y López (1997), proponen que cuando en las explotaciones se produzcan, con frecuencia, desprendimientos de los taludes y sea necesario trabajar en los niveles inferiores, o cuando se vaya a abandonar las minas, pueden construirse banquetas de material suelto, a modo de cordones o muros para la protección en las propias bermas y para que retengan el material caído desde una cierta altura. Para facilitar el proceso de diseño se presenta la Tabla 2 con valores referenciales tomada de Bustillo y López (1997):

Tabla 2: Diseño de Berma

Altura de banco (m)	Zona de Impacto (m)	Altura de banqueta (m)	Anchura de banqueta (m)	Anchura mínima de la berma (m)
15	3,5	1,5	5	7,5
30	4,5	2	5,5	10
45	5	3	8	13

Fuente: Tomado de Bustillo y López

Otra forma propuesta por los autores para calcular estos parámetros para otra altura diferente a las especificadas, sería utilizando las siguientes expresiones:

$$\text{Anchura mínima de la berma} = 4,5 \text{ m} + 0,2 * H \text{ (m)}$$

$$\text{Altura mínima de la anqueta} = 1 \text{ m} + 0,04 * H \text{ (m)}$$

donde H es la altura del banco de trabajo.

3.1.6. Pistas y Rampas

El diseño de pistas es uno de los aspectos más importante de la planificación minera y debido a su efecto sobre todas las actividades que se desarrollan en las explotaciones, es necesario considerar las pistas

dentro de la planificación en una etapa tan temprana como sea posible. Las explotaciones pueden diseñarse inicialmente sin las pistas, sin embargo, después de que una explotación es diseñada económicamente, si las pistas están ausentes, los cambios necesarios para introducirlas en una configuración real son frecuentemente drásticos, tanto en términos de tonelaje como en la forma del hueco final de explotación. (Bustillo y López 1997).

Para realizar el correcto diseño geométrico de las vías, se deben considerar los siguientes parámetros: el ancho, la pendiente, el peralte, la pendiente de bombeo; la visibilidad en curvas y desniveles; transición del peralte, bermas mineras y finalmente los sobre anchos.

- **Ancho de vía:** Debe ser suficientemente amplia y se calcula con la siguiente formula:

$$\text{Ancho de vía} = 2AC + AZ + AB + DS$$

Tomado de Abreu G. Juan C. (2014)

dónde:

AC : Ancho del camión.

AZ : Ancho de la zanja.

AB : Ancho de berma.

DS : Distancias de seguridad

- **Pendiente de las vías:** Es la relación que existe entre el desnivel que se debe superar y la distancia en horizontal hay que recorrer, lo que equivale a la tangente del ángulo que forma la línea a medir con el eje x, que sería el plano. La pendiente se expresa en tantos por ciento o en grados; y para calcular una pendiente basta con resolver P.

$$\text{Pendiente (\%)} = \frac{\text{Distancia vertical}}{\text{Distancia horizontal}} \times 100$$

Estará definida por la potencia de los vehículos, la media para camiones es 8%. La mejor pendiente será aquella que permita obtener el ciclo de tiempo menor en el transporte.

- **Peralte:** Cuando un vehículo entra en una curva, además del peso y la reacción que el rozamiento, debido a la rotación produce en el terreno, aparece una nueva fuerza: la centrífuga. Esta fuerza origina dos peligros para la estabilidad del vehículo, el deslizamiento vertical y el peligro de vuelco. Para contrarrestar la fuerza centrífuga el peralte es calculado a partir de la siguiente igualdad:

$$e + f = v^2 / 127,14 R$$

dónde:

e : tangente del ángulo de la superficie con la horizontal

f : coeficiente de fricción

v : velocidad en km/h

R : radio de curva en metros.

- **Transición del peralte:** En las uniones de tramos con diferentes peraltes es preciso establecer la longitud de pista en la que el peralte varía en forma gradual, y establece una zona de transición donde se trabaja con un gradiente de velocidad y pendiente transversal en una longitud de aproximadamente 30 m.
- **Visibilidad:** Es importante para la seguridad la capacidad del conductor para ver a tiempo un riesgo potencial, por lo que deben evaluarse las distancias de frenado partiendo de una velocidad media hasta detener totalmente el vehículo, y en función de esta distancia se establecen y evalúan los puntos de visibilidad más cerrada, tales como curvas.
- **Pendiente transversal o bombeo:** Con el fin de conseguir un desagüe efectivo hacia los bordes debe darse una coronación el eje de la pista respecto a los bordes. Esta pendiente es del 1 o 2%.
- **Sobrecanchos:** Los sobrecanchos se utilizan para servicios, seguridad y otros, y dependen del largo de la vía. Para calcular los sobrecanchos, se utiliza la siguiente ecuación:

$$F = \frac{2 * \left[R - \left(R^2 - L^2 \right)^{\frac{1}{2}} \right] * 5.8}{R^{\frac{1}{2}}}$$

dónde:

F : sobrecanchos (m)

R : radio de curvatura (m)

L : distancia entre ejes del volquete (m)

- **Bermas mineras:** Las bermas mineras consisten de un material en pila a los bordes de la vía de aproximadamente el 60 o 70% de la altura del caucho, y que actúa como soporte en el caso de volcamientos.

3.2. Método de los perfiles para el cálculo de reservas

Consiste en trazar perfiles verticales del yacimiento y calcular las reservas de los bloques delimitados por dos perfiles. Se utiliza cuando se tienen cuerpos mineralizados de desarrollo irregular y que han sido estudiados mediante sondeos distribuidos regularmente, de forma que permitan establecer cortes o perfiles en los que se basa el cálculo de reserva. En relación a la evaluación de reservas por el método de los perfiles, se toma como referencia los establecidos por Bustillo y López (1997), el cual detalla las consideraciones para la construcción de los perfiles, el método de regla de Simpson para la estimación del área de los perfiles y finalmente lo referente al cálculo de los volúmenes de los bloques.

3.2.1. Consideraciones para la construcción de perfiles:

Durante la construcción de los perfiles es necesario tomar en cuenta lo siguiente:

1. Perpendiculares a la máxima longitud del yacimiento
2. Paralelos entre si
3. Distanciados regularmente
4. Se construyen partir de datos de sondeos
5. Perfiles intermedios por las peculiaridades locales
6. Se pueden proyectar

3.2.1.1. Cálculo del área del perfil

Para el cálculo del área del perfil se utilizan diversos métodos, como el método de planímetro o el método de papel milimetrado. Sin embargo el más conveniente para nuestro alcance es el método de la regla de Simpson. El cual es una aproximación practica para el cálculo de superficies y viene dado por la fórmula:

$$S = \frac{d}{3} * (l_1 + l_n + 2 * (l_3 + l_5 + \dots + l_{n-2}) + 4 * (l_2 + l_4 + \dots + l_{n-1}))$$

Tomado de: Bustillo y López

dónde:

d = distancia entre los segmentos

l_1 = longitud del segmento 1

La representación gráfica de los parámetros d y l se puede observar en la

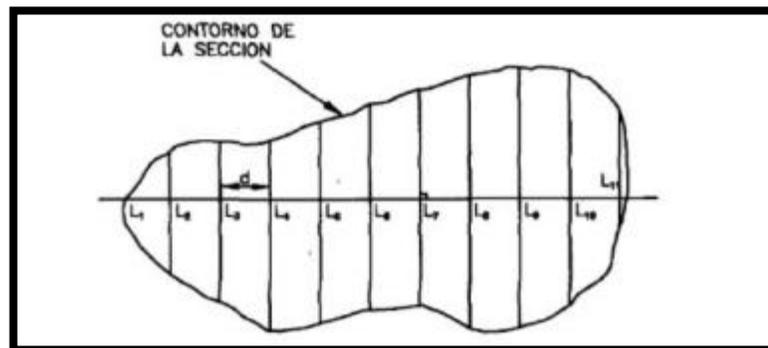


Figura 8. Cálculo del área del perfil por el método de regla de Simpson
Fuente: Bustillo y López

3.2.1.2. Determinación de los volúmenes de los bloques:

El siguiente paso consiste en el establecimiento de los bloques y sus volúmenes asociados. Para definir los bloques existentes dos método: a) cada bloque viene definido por una sección y la distancia media entre esa sección y los dos sucesivas, una a cada lado, y b) cada dos secciones determinan un bloque.

El primer caso se determina a través de la siguiente formula:

donde:

V : volumen

A : área

D : distancia entre cada perfil

En el segundo caso, se obtiene por medio de la siguiente formula:

$$V = (A_1 + A_2 + A_3) * \frac{D_1 * D_2}{6}$$

Para los bloques finales, se utiliza la siguiente ecuación:

$$V = \frac{A * d}{2}$$

3.3. Condiciones cinemáticas para la estabilidad de taludes

La siguiente Figura 9 muestra los modos de fallas de los taludes en el macizo rocoso, ya que dependiendo de las direcciones de las discontinuidades que presente el mismo y tomando en cuenta las condiciones cinemáticas y mecánicas se pueden clasificar en: falla circular, falla planar, falla de cuña y falla por volcamiento.

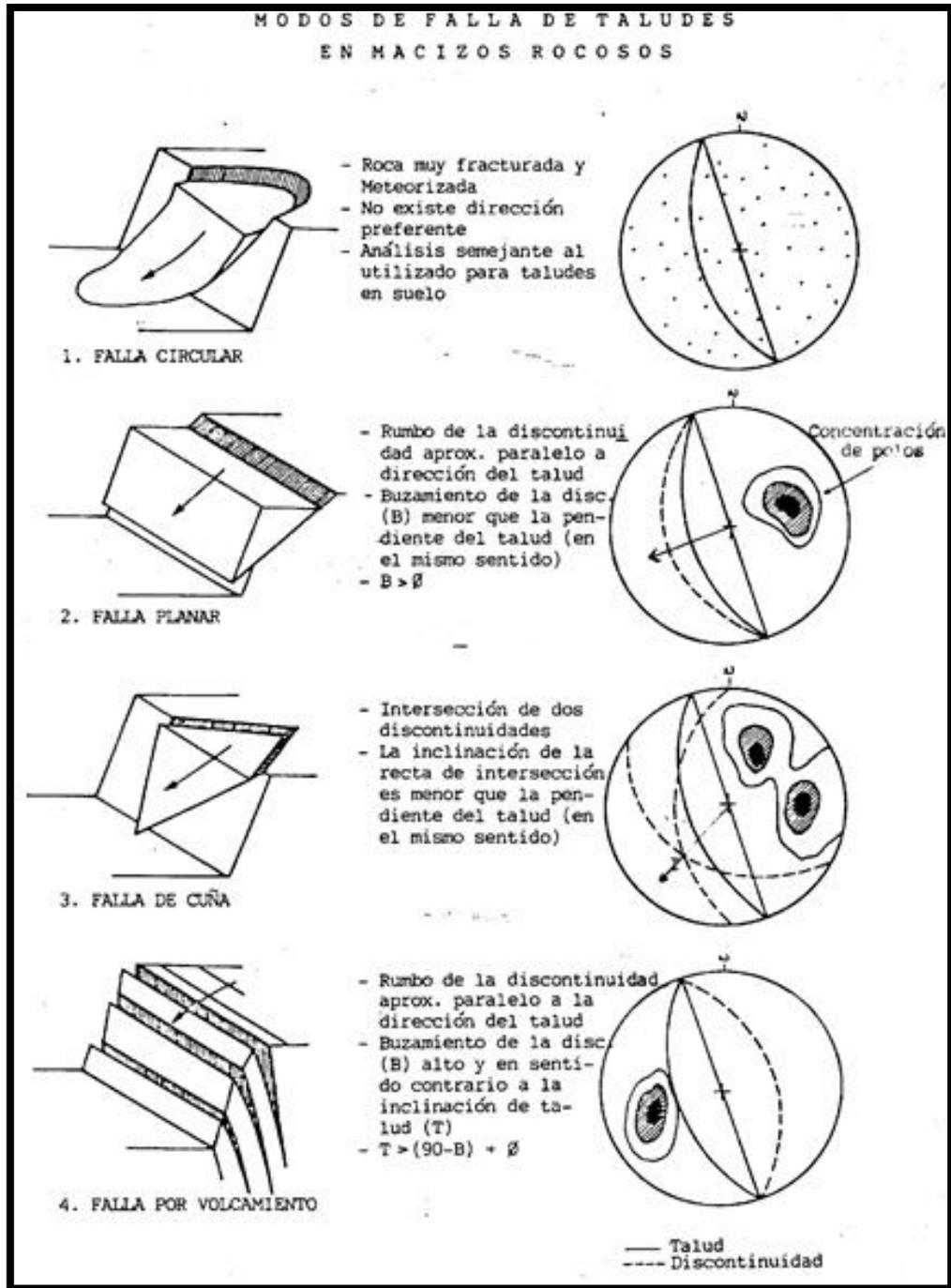


Figura 9. Modos de fallas de taludes en macizos rocosos
Fuentes: Bustillo y López (1997)

CAPITULO IV

4. MARCO METODOLOGICO

En este capítulo se describe la metodología utilizada para la elaboración de la investigación donde se desglosa el tipo, diseño y recursos para la misma, plan de trabajo y las actividades específicas para llevar a cabo los objetivos planteando.

4.1. Tipo de investigación

Esta investigación se define del tipo descriptiva y de campo, ya que se miden las características de un grupo de situaciones, evaluando diversos aspectos, variables, dimensiones o componentes del fenómeno en estudio y las muestras con recolectadas directamente en el lugar de estudio.

4.2. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación se clasifica como no experimental, ya que no se elige la muestra aleatoria ni se tiene un control de las variables porque ya han ocurrido, el fenómeno se observa en su contexto natural en un periodo de tiempo específico.

4.3. Diseño y tipo de explotación

El método de explotación a usar será el de Tajo Abierto (Open Cut), se utiliza en aquellos yacimientos que se encuentran en forma de bolsada y en vetas inclinadas, en zonas cuya topografía es bastante irregular (cerros), este método es el que mejor se adapta al yacimiento a explotar (Chacón,1990) .

4.4. Recursos de la investigación

Para la elaboración de la investigación se contó con los siguientes recursos:

- Referencias bibliográficas propias de la cantera (mapas topográficos y plan de explotación).
- Brújula, GPS (sistema de posicionamiento global), libreta de campo.
- Equipo computacional.
- Hoja de cálculo para estabilidad de taludes (Red Estereográfica).
- Herramienta computacional para el diseño de la secuencia de explotación.
- Registros climatológicos del Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMEH), con la finalidad de conocer los volúmenes de precipitación de la zona.

4.5. Plan de trabajo

Para dar cumplimiento a los objetivos propuesto en el presente trabajo se diseñó un cronograma de actividades comprendido de 6 semanas de trabajo donde se tocaron diversas áreas que conforman el compendio minero el cual está estructurado por, topografía, geoestructural, voladura, carga, acarreo, producción de planta. A continuación se detalla las fechas que se trataran las áreas antes descritas.

Tabla 3. Cronograma de actividades

Semanas	Fechas	Actividad (en función de los objetivos específicos)
I	01/08 05/08	Inducción de materia de seguridad y ambiente; recorrido por todas las instalaciones de la empresa. Definir detalle del trabajo a realizar.
II	08/08 12/08	Revisión y recopilación de antecedentes; verificación geológica y topografía del área en estudio.
III	15/08 19/08	Establecer el cálculo de recursos mediante el método de los perfiles, usando herramienta computacional.
IV	22/08 26/08	Estimar la vida útil de la mina tomando en consideración los recursos explotables y no explotables.
V	29/08 02/09	Elaboración del diseño del Pit final haciendo énfasis en los avances de la explotación de la mina II
VI	05/09 09/09	Elaboración del diseño Pit final haciendo énfasis en los avances de la explotación de la mina II

4.6. Actividades Específicas

Para cumplir los objetivos de la investigación se llevaron a cabo las siguientes actividades:

- Descripción geoestructural de la zona en estudio.
- Análisis de la estabilidad del talud, evaluando solo condición cinemática.
- Evaluación de las características mecánicas y técnicas de los equipos de carga-acarreo.
- Elaboración de perfiles para el cálculo de recursos.
- Diseño del ancho de vía.
- Diseño del ancho operativo.
- Evaluación de la producción por arranque indirecto y capacidad instalada de plantas.
- Diseño para la extracción de material por niveles.
- Diseño del ángulo del talud final en mina II (Pit final).

CAPITULO V

5. DATOS UTILIZADOS PARA EL PROCESO DE CÁLCULO Y ANÁLISIS

Este capítulo se presenta los datos utilizados para iniciar la investigación, siendo estos las características de los equipos disponibles (operativos y no operativos) y la capacidad de producción de las plantas.

5.1. Equipos disponibles.

En este punto se describen las características de los equipos de carga y acarreo así como los las capacidades de producción de las plantas y el estadístico de volumen suelto por voladura.

Tabla 4. Disponibilidad de Equipos de acuerdo con plan de trabajo

Equipos	Características	Operativos
1 Tractor Caterpillar D9H	Motor Caterpillar modelo D353 serial 97U5883.	SI
1 Tractor Caterpillar D9G	Motor Caterpillar modelo D353 serial 66V74487	NO
3 Cargadores Frontal Caterpillar 988B	Motor Caterpillar modelo 4308 serial 64W09867	solo 2
1 Cargador Frontal Belaz 220	Motor Belaz modelo 220 serial 450W09867	NO
2 Camiones roquero Caterpillar 769C	Motor Caterpillar modelo 3408 serial 48W36283	SI
2 Camiones articulados XCMG FKY30	Motor XCMG	NO

A continuación se describirán las dimensiones de los equipos operativos para fines propios del plan de trabajo.

Tabla 5. Equipo de Arranque Tractor Caterpillar D9H

(A) Largo (m)	(B) Ancho (m)	(C) Altura (m)
7	3	4

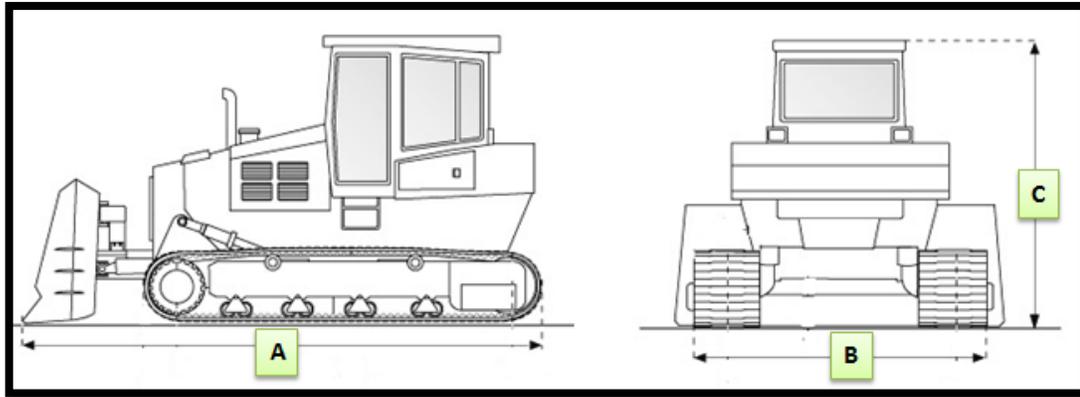


Figura 10. Características del tractor CAT D9H

Tabla 6. Equipos de Carga Cargador Frontal Caterpillar 988B.

(A) Largo (m)	(B) Ancho (m)	(C) Altura (m)
8	4	8

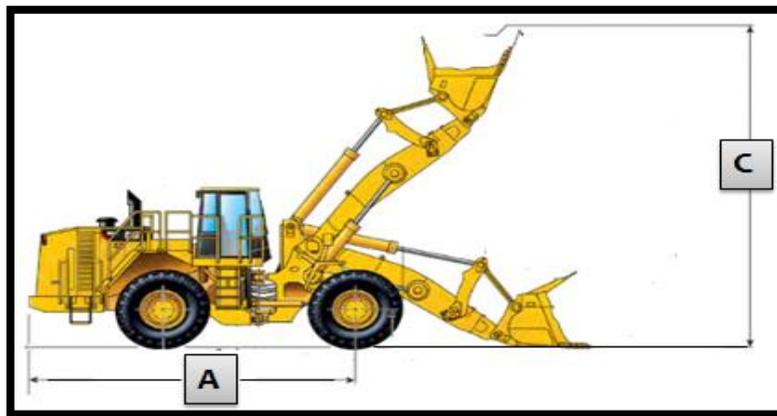


Figura 11. Características del cargador CAT 988B

Tabla 7. Equipo de Acarreo: Camión roquero Caterpillar 769C.

(A) Largo (m)	(B) Ancho (m)	(C) Altura (m)
8	5	4

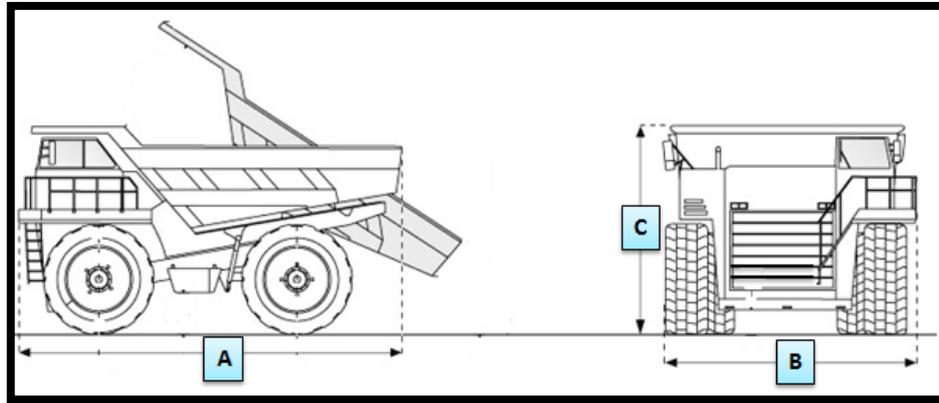


Figura 12. Características de camión roquero CAT 769C

5.2. Descripción y Capacidad de producción de las planta

Planta II

La denominada Planta II (P-II) es una planta de trituración de agregados grueso o llamada también planta de piedra, con producción estimada diaria de 224,99 m³ de piedra 1", 168,41 m³ de piedra 3/4", y 283,18 m³ de polvillo. En condiciones óptimas de operación esta planta debería producir 1.100 m³ diarios de agregados.

Planta III

Una planta Loro e Parisini, de trituración y lavado de agregados finos para producir y comercializar el producto denominado arena con humedad aproximada al 9% y un equivalente de arena cercano al 50%, la hacen un agregado de calidad media por la alta presencia de material esquistoso triturado lo que la hace ser una arena artificial. En condiciones óptimas debería producir 700 m³ diarios de agregados.

5.3. Capacidad Producción Instalada

La capacidad instalada de Canteras del Distrito Capital S.A. con todos sus equipos de trituración de planta fija puede estar por el orden de los 1.800 m³ día de producto final. Este valor debe multiplicarse por un factor de eficiencia equivalente a un 70% de operatividad, El restante 30% del tiempo no es productivo por diversos factores como lluvias, limpiezas de plantas, disponibilidad mecánica de los equipos de la cantera y de la planta misma, voladuras, fallas en la energía, etc.

5.4. Capacidad de Producción

El plan actual de la empresa es tener una producción mensual de a 20.000 m³ de agregados, para una producción anual de 240.000 m³ sueltos de agregados terminados, para el próximo período.

CAPITULO VI

6. RESULTADOS Y ANALISIS

Este capítulo presenta los resultados obtenidos de los parámetros para estabilidad, parámetros para el dimensionamiento de la mina, cálculo de recursos y vida útil; aunado a ello los análisis por cada resultado.

6.1. Parámetros de estabilidad

Con los parámetros cinemáticos de estabilidad de taludes se buscó tener un diagnóstico somero de como influían las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, para así poder verificar que las condiciones geométricas de trabajo ofrecerán un buen margen de seguridad. Para ello se recolectaron datos de las direcciones de las discontinuidades como se muestra en las siguientes tablas.

Tabla 8. Datos recolectados en el nivel 7 cota 1181m.s.n.m para estudio geoestructural

PUNTO	COORDENADAS	DIRECCIONES	DESCRIPCIÓN	SECCIÓN
1	717672N 1156958E	N53E36SE	Foliación	1
2	717667N 1156956E	N64E76NW	Diaclasa 1	1
3	717667N 1156956E	N82E64SE	Diaclasa 2	1
1	717703N 1156957E	N17E48SE	Foliación	2
2	717703N 1156960E	N46E55SE	Diaclasa 1	2
3	717703N 1156960E	N42W47SW	Diaclasa 2	2
1	717748N 1156990E	N61E49SE	Foliación 1	3
2	717748N 1156990E	N11E455SE	Foliación 2	3
3	717753N 1156991E	N66E48SE	Diaclasa 1	3
4	717753N 1156991E	N73W60SW	Diaclasa 2	3
1	717823N 1156985E	N61E47SE	Foliación	4
2	717820N 1156983E	N57E47SE	Diaclasa 1	4
3	717820N 1156983E	N74W45SW	Diaclasa 2	4

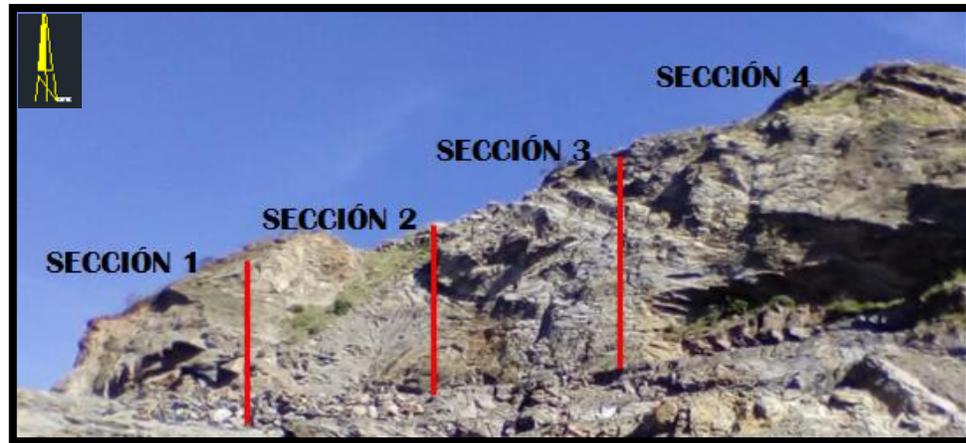


Figura 13. Representación de las secciones en la zona de estudio

Tabla 9. Datos recolectados en el nivel 7 cota 1181m.s.n.m para estudio geoestructural

Sección	foliación	Diaclasas (intersección)
1		
2		
3		
4		

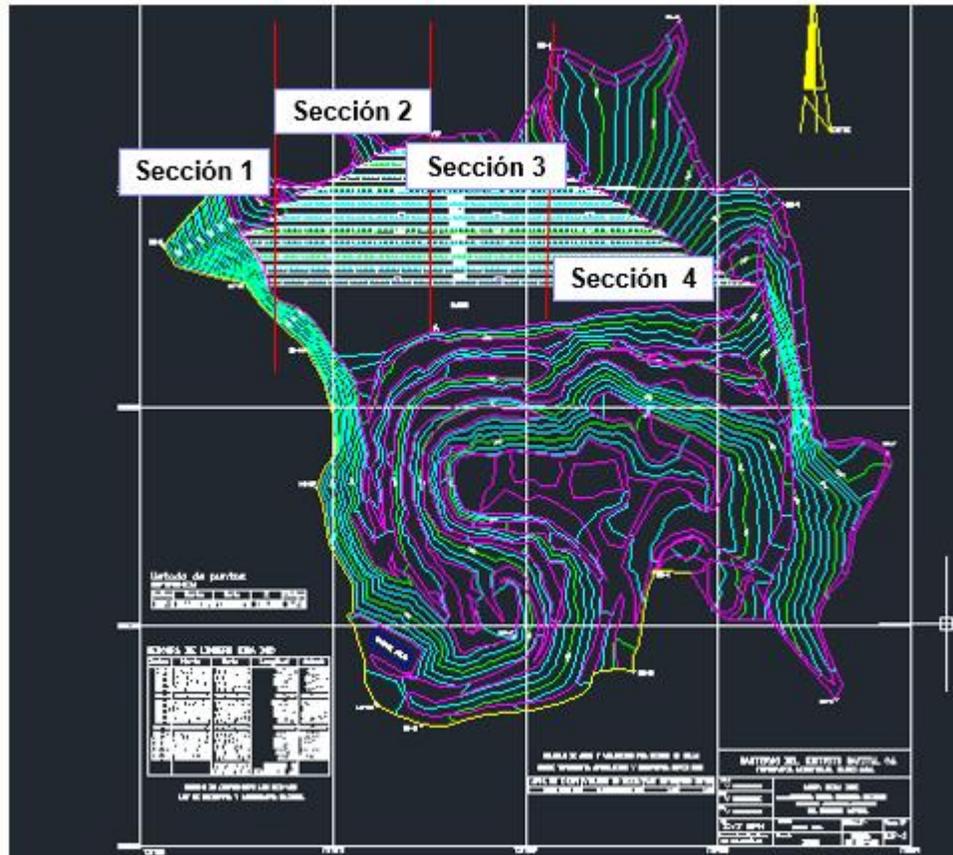


Figura 14. Representación de las secciones en el mapa topográfico

Como el análisis de estabilidad de taludes se basara en cómo influyen las discontinuidades en la posibilidad de falla que se puede tener con las condiciones de trabajo actuales del talud tomando en cuenta solo las condiciones cinemáticas, se estudiaron las diferentes discontinuidades del área de interés ver figura 15, 16, 17 y 18, a través de programa computacional basado en la red estereográfica de Wulf, dando como resultado:

- La sección 1 no presenta ningún tipo de condición de inestabilidad cinemática, mientras que las secciones 2, 3 y 4 presenta condiciones de inestabilidad cinemática.
- La mayoría de las discontinuidades no presenta un buzamiento mayor al ángulo de talud de trabajo actual de la empresa que es de 70° .
- El buzamiento de las discontinuidades así como el de la intercepción de estas presenta una dirección preferente al noreste.
- La Falla predominante en el macizo rocoso fue la falla tipo cuña. Donde la recta de intercepción presenta direcciones preferentes al noreste y sureste del mismo.
- Como falla secundaria tenemos las fallas planares dada la característica propias del macizo rocoso (Esquistos) con dirección preferente al noreste.

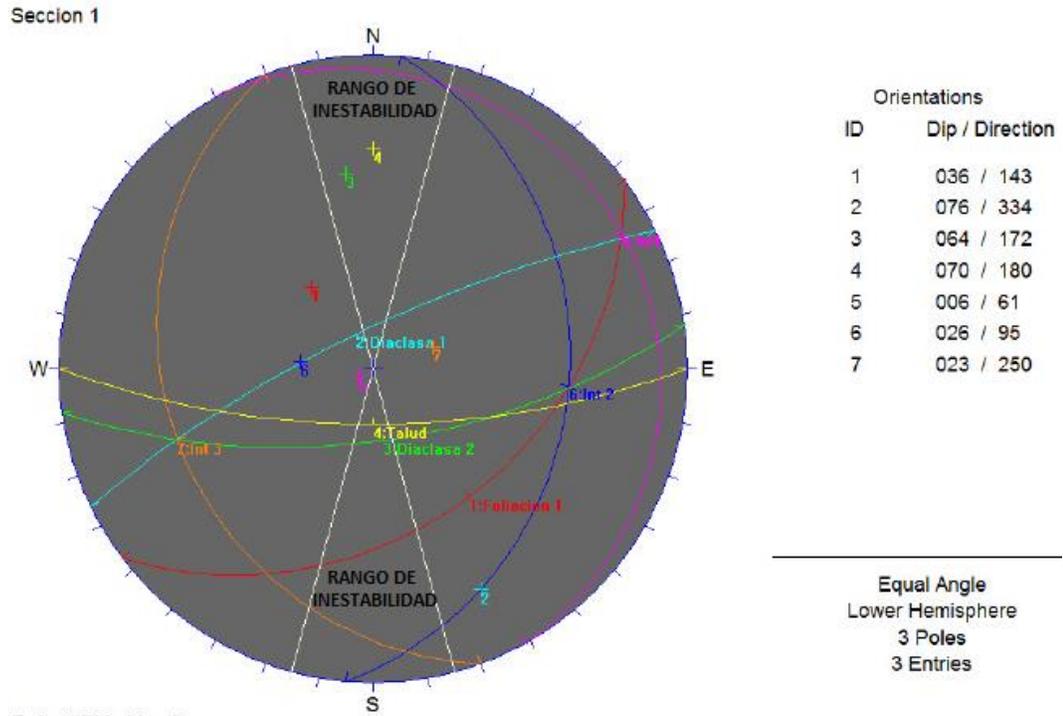


Figura 15. Proyección estereográfica para la sección 1

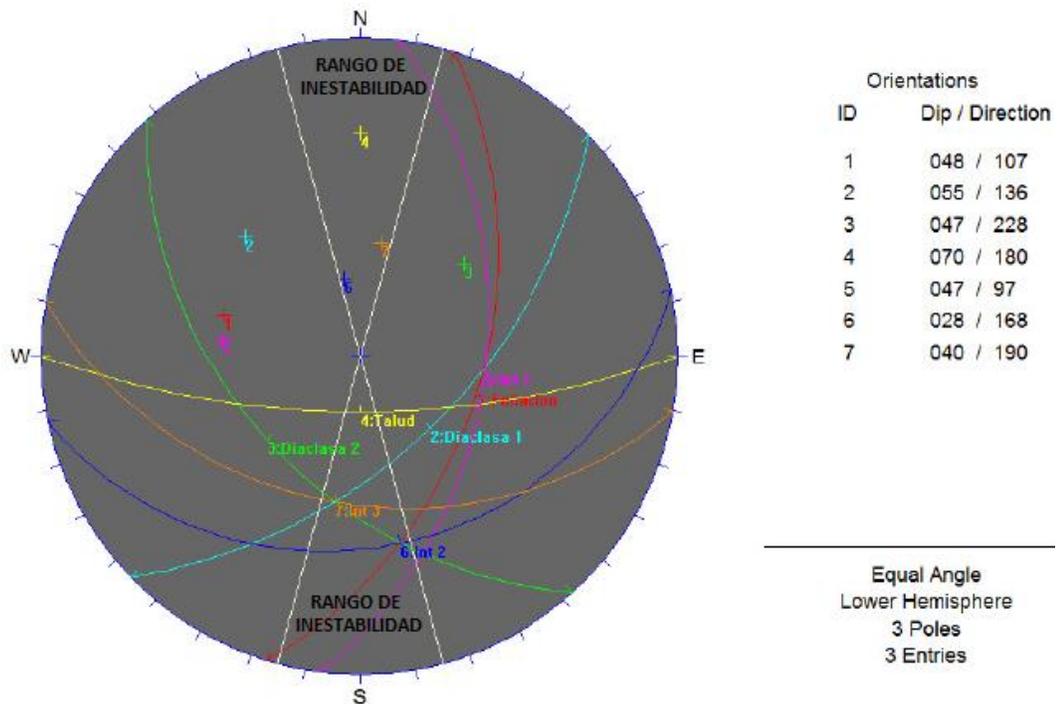


Figura 16. Proyección estereográfica para la sección 2

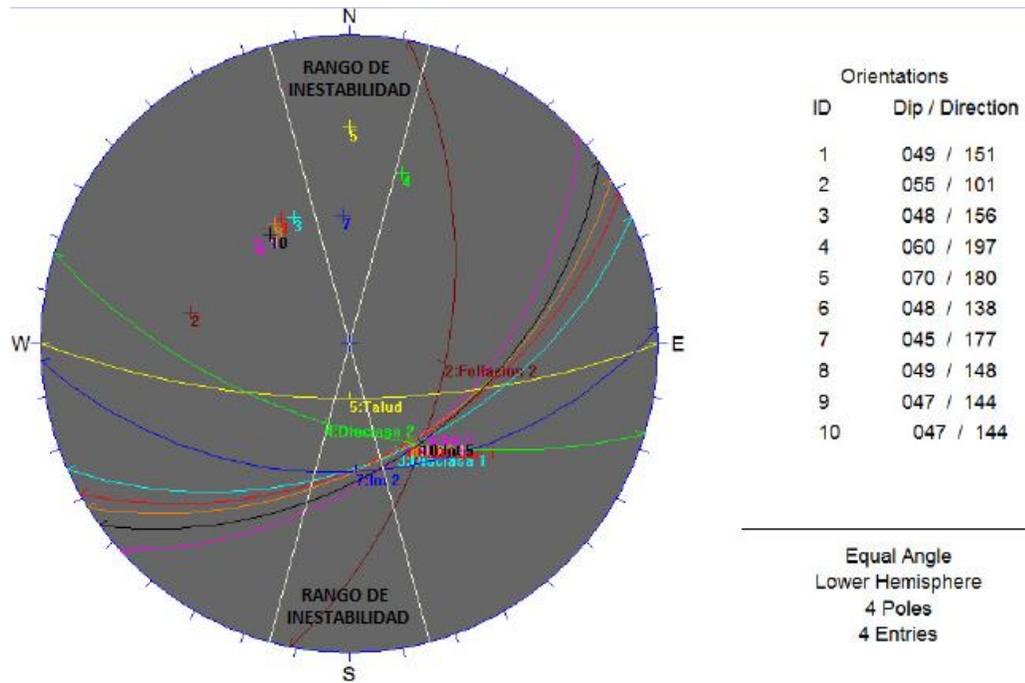


Figura 17. Proyección estereográfica para la sección 3

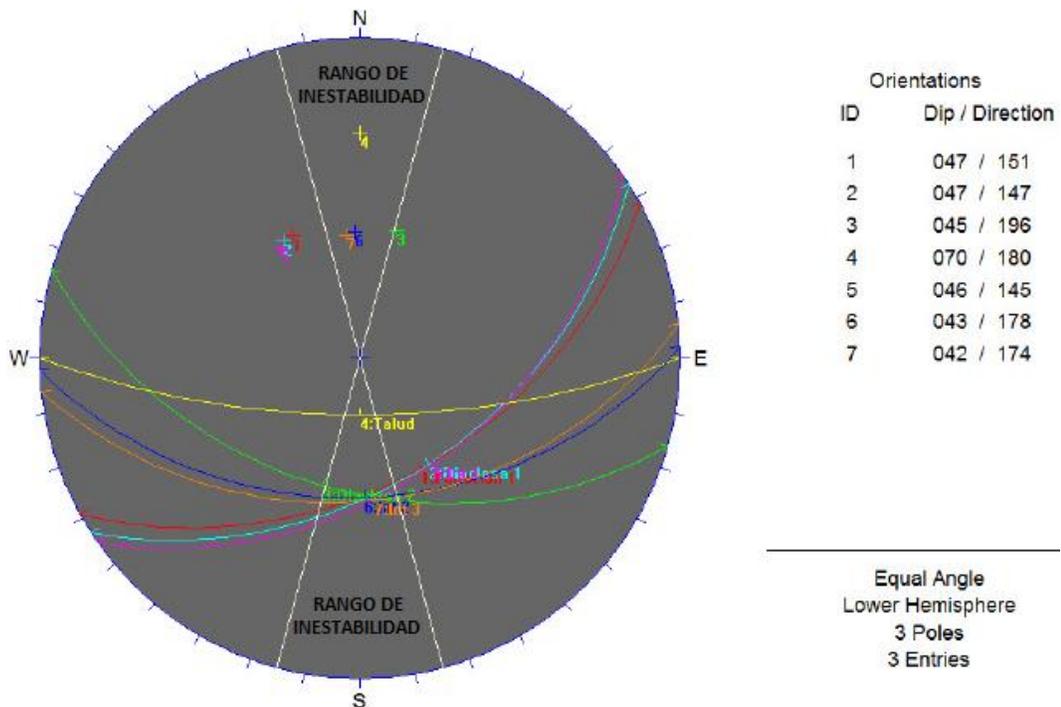


Figura 18. Proyección estereográfica para la sección 4

6.2. Análisis de los parámetros de estabilidad

El análisis de estabilidad se basó en evaluar las condiciones cinemáticas, mecánicas y factor de seguridad de las intersecciones que están dentro del rango de inestabilidad, las cuales pueden generar una falla tipo cuña, de acuerdo con los resultados obtenidos por medio de las proyecciones estereográficas y los cálculos correspondientes al factor de seguridad ubicados en el anexo; se puede inferir lo siguiente:

- **Sección 1:**

Esta sección se puede inferir como estable cinemáticamente, dado que las intersecciones de las discontinuidades se encuentran fuera del rango de inestabilidad ver figura 15.

- **Sección 2:**

Existen intercepciones como la nro. 6 y nro. 7 ver leyenda figura 16. Que se encuentran dentro del rango de inestabilidad, en el cual al realizarle el análisis de estabilidad estático se tuvo que las mismas son inestables tanto cinemática como mecánicamente con un factor de seguridad de 0,81 y 0,51 respectivamente, valores muy por debajo de mínimo permitido para minería el cual es de 1,5. Con ello se puede concluir que estas intersecciones pueden causar falla tipo cuña por lo que deben tomarse en consideración a la hora de realizar los cálculos geométricos de las condiciones de trabajo en dicha zona **(Talud inestable)**.

- **Sección 3**

Existe solo una intercepción la nro. 7 según leyenda figura 17. Que se encuentra dentro del rango de inestabilidad, que al igual que en la sección 2, esta intersección es inestable tanto cinemática como mecánicamente con un factor de seguridad de 0,43 muy por debajo del permitido para minería valor descrito en la sección 2, por lo que se concluye que dicha intersección es propensa a causar una falla tipo cuña y tiene que ser considerada a la hora de establecer las condiciones geométricas de trabajo **(Talud inestable)**.

- **Sección 4**

En esta última sección tenemos dos intercepciones nro. 6 y 7 según leyenda de la figura 18. Que están dentro del rango de inestabilidad, las cuales cumplen con las condiciones de inestabilidad tanto cinemática como mecánica, poseen un factor de seguridad de 0,46 y 0,48 respectivamente muy por debajo de lo mínimo requerido para minería (1,5). Con ello se puede inferir que estas discontinuidades pueden causar fallas tipo cuña, lo que debe tomarse en consideración al momento de establecer las condiciones geométricas de trabajo **(Talud inestable)**.

Cabe destacar que el análisis mecánico y el cálculo del factor de seguridad se realizó gracias a valores referenciales (ángulo de fricción) suministrados por el laboratorio de mecánica de roca de la facultad de ingeniería de la Universidad Central de Venezuela precedido por el ingeniero Miguel Castillo, por lo que este análisis debe ser corroborado realizando ensayos geomecánicos del macizo rocoso propiamente dicho.

De igual forma se puede decir que, de ser corroborados estos análisis deben tomarse en consideración bajar el ángulo del talud de trabajo como primera medida para contra restar el efecto que tienen las intersecciones antes descritas de generar una falla tipo cuña.

6.3. Parámetros para el dimensionamiento de la mina

Para elaborar el diseño de explotación se tomaron en cuenta los parámetros necesarios para su dimensionamiento como lo son: ancho operativo, ancho de vías, diseño geométrico del área de trabajo y posicionamiento de los equipos.

6.3.1. Ancho operativo

El ancho operativo fue calculado según las dimensiones de los equipos que realizan las operaciones de carga y acarreo ver figura 19. Tomando en consideración su ancho, largo, altura y radio de giro generando un valor de 20 m.

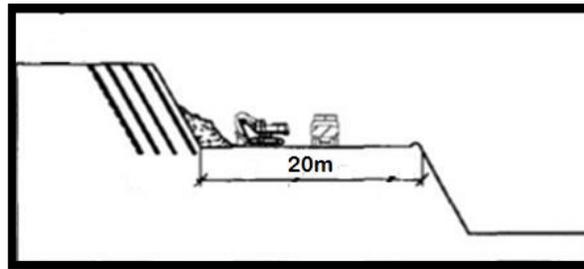


Figura 19. Dimensiones del ancho operativo

6.3.2. Posicionamiento de los equipos

Tomando en cuenta los equipos que operan en el frente de explotación (cargador-camión), se procedió a rediseñar el posicionamiento de los mismos así como se muestra en la figura 20.

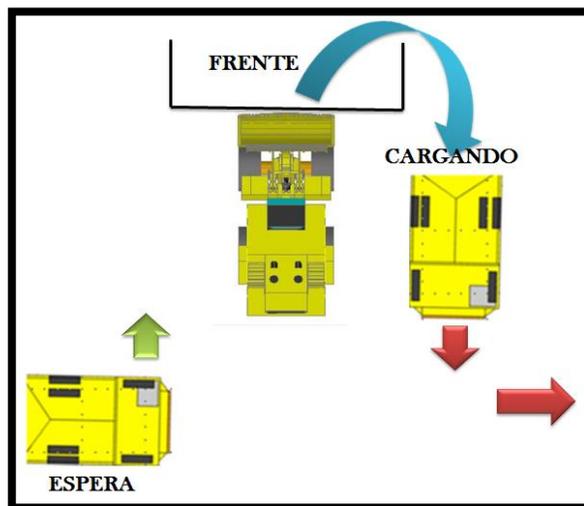


Figura 20. Posicionamiento de los equipos

6.3.3. Vías

Las vías de acarreo se rediseñaron en conformidad con las dimensiones y características de los camiones que se utilizan, usando doble vías con pendientes de 9%, sabiendo que cada camión tiene un ancho de 5m, también se sugiere una berma minera de 1m de alto y 1m de ancho, una zanja de 1m de profundidad y un 1m de ancho y por último las distancias de seguridad. Con dichos valores se pudo calcular un ancho de vía, la cual fue de 15m ver figura 21.

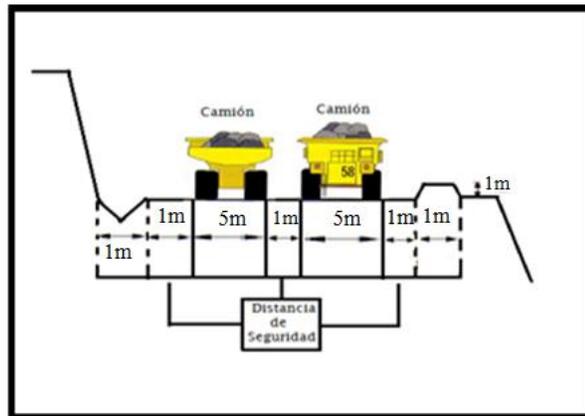


Figura 21. Ancho de vías

6.3.4. Diseño geométrico para área de trabajo

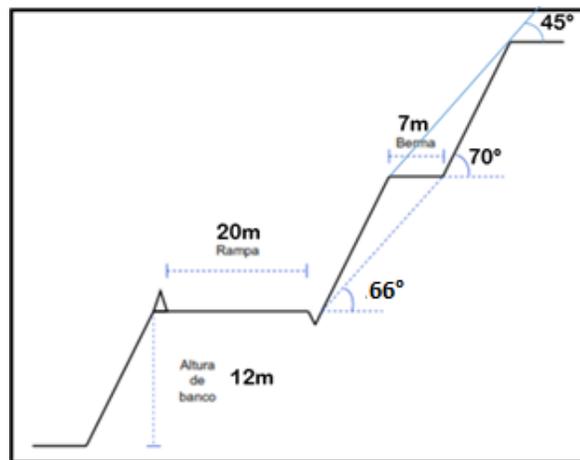


Figura 22. Representación del banqueo

Altura del banco = 12m

Angulo del Pit final = 45°

Angulo de trabajo de = 66°

Angulo de talud del banco = 70°

Anchura mínima de la berma = $4,5 \text{ m} + 0,2 \cdot H \text{ (m)}$; $4,5 \text{ m} + 0,2 \cdot 12 \text{ m} = 7 \text{ m}$

6.4. Análisis de los parámetros para el dimensionamiento de la mina

En relación al rediseño de la mina II se obtuvo un ancho operativo mínimo de 19m; según las dimensiones de los equipos a utilizar, la cual será una combinación cargador-camión (según disponibilidad de la empresa ver Tabla 4). De igual forma esta combinación suele ser una de las más óptimas en canteras con este tipo de material (ver tabla 1), dado a que el mismo se fractura en lascas o laminas y con el balde de un cargador frontal que es de forma rectangular el material tiene más oportunidad de acomodarse quedando menos espacio vacíos y por ende se realiza una mayor carga, mejorando así los ciclos de producción. Aunado a ello este ancho operativo garantiza que los equipos trabajen con mayor maniobrabilidad, con óptimas condiciones de seguridad y con un ritmo continuo de producción, este último influenciado por el diseño del posicionamiento de los equipos como se muestra en la Figura 20. Por último podría decirse que cumpliendo con un ancho operativo óptimo y un posicionamiento de equipos de manera adecuada se logra que se tenga un mayor rendimiento de los mismos debido a que no se llega al límite de sus condiciones operativas y por ende se extiende su vida útil.

Siguiendo en el mismo orden de ideas, tenemos que el cálculo del ancho de vía se basó en tener una principal en doble sentido que se comunique con cada sección de la mina, siendo este de 15m como se puede apreciar en la Figura 21. Ahora bien como la distancia que va de las plantas de producción hasta el área donde se plantea empezar la explotación es muy pronunciada, tomando tiempos de acarreo de aproximadamente de una hora (calculados por extrapolación de distancias), se planteó la idea que esta vía se utilizara en caso de que aumentaran la flota de camiones porque actualmente la empresa cuenta con dos camiones operativos como se describió en la tabla 4. Así mismo se realice el empuje de material hasta el nivel 7 de cota 1170m obteniendo con ello que en el traslado del mismo este disminuya su tamaño de manera natural ahorrando trabajo a las plantas (aumento de producción y conservación de componentes de las plantas) y disminuyendo los tiempos de acarreo. En el caso de no tener estipulado un aumento en la flota de camiones se recomienda diseñar las vías con un ancho similar al ancho de berma calculado el cual es de 7m aproximadamente, garantizando la entrada y salida de equipos de cada sección de la mina preservando los estándares de seguridad y se tendría un valor agregado y se aprovecharía más material.

Para finalizar tenemos que en el rediseño de los bancos se tomó una altura 12m y un ángulo de inclinación de 70° esto a solicitud de la empresa; lo que generó un ancho de berma de 7m y un ángulo de Pit final de 45° Y un ángulo de trabajo de 66°. Este ángulo de Pit final es menor que los ángulos de las discontinuidades, generando cierto grado de confiabilidad en cuanto a la estabilidad de talud. De igual forma en base a ello se obtuvo un promedio de 11 bancos para llevar a cabo toda la explotación de la fase 1.

6.5. Calculo de recursos

En esta sección se presentan los resultados obtenidos a partir de los perfiles realizados con el fin de estimar el área total, área explotable, volumen total, volumen explotable, como se muestra en la tabla 11.

Tabla 10. Resultados obtenidos por perfiles realizados en el mapa topográfico (TOP-1 marzo 2016)

Perfil	Área (m ²)	Área explotable (m ²)	Volumen Total (m ³)	Volumen Explotable (m ³)
0 + 50,00	2.264	939	56.591	23.477
1 + 00,00	27.626	4.301	1.561.268	419.084
1 + 50,00	34.825	12.462	1.760.768	649.696
2 + 00,00	3.609	13.526	1.938.999	732.245
2 + 50,00	41.954	15.764	2.097.679	782.081
3 + 00,00	41.953	15.519	1.873.052	636.329
3 + 50,00	32.969	9.934	1.962.021	736.612
4 + 00,00	45.512	19.530	1.824.003	838.232
4 + 50,00	27.448	13.999	834.706	394.352
5 + 00,00	5.939	1.775	148.496	44.382
Total	264.099	107.749	14.057.583	5.256.490

6.5.1. Vida Útil

En la tabla (12, 13) se presenta la vida útil de la mina según la capacidad teórica de las plantas y su producción real.

Tabla 11. Vida Útil utilizando la capacidad instalada (20,000 m³) de las plantas

Vida Útil Volumen explotable Teórico (meses)	Vida Útil Volumen explotable teórico (Años)	Vida Útil Volumen total Teórico (meses)	Vida Útil Volumen total Teórico (Años)
262	21	702	59

Tabla 12. Vida Útil utilizando la capacidad real (8000 m³ mensual) de las plantas

Vida Útil Volumen explotable real (meses)	Vida Útil Volumen explotable real (Años)	Vida Útil Volumen total real (meses)	Vida Útil Volumen total real (Años)
657	55	1757	146

6.5.2. Recursos por fases

En la tablas (14,15) representan los datos tomados (recursos) para calcular la vida útil por cada fase como se puede observar en las tablas (16, 17).

Tabla 13. Resultados obtenidos en la fase 1

Área explotable (m ²)	Volumen explotable (m ³)
6.815	170.385
9.646	478.270
9.485	354.249
4.685	332.448
8.613	390.794
7.019	175.476
46.263	1.901.622

Tabla 14. Resultados obtenidos en la fase 2

Área explotable (m ²)	Volumen explotable (m ³)
6.624	165.588
6.123	303.933
6.036	281.933
5.243	398.651
10.703	439.786
6.888	172.204
41.617	1.762.095

6.5.2.1. Vida útil de la fase de interés

Tabla 15. Vida útil de la fase 1

Volumen explotable (m ³)	Vida Útil teórico (meses)	Vida Útil Teórico (años)	Vida Útil real (meses)	Vida Útil real (años)
190.162	95	8	238	20

Tabla 16. Vida útil de la fase 2

Volumen explotable (m ³)	Vida Útil teórico (meses)	Vida Útil Teórico (años)	Vida Útil real (meses)	Vida Útil real (años)
1.762.095	88	7	220	18

6.5.3. Volumen a extraer por niveles en la fase 1

La tablas (18, 19, 20) se presenta el volumen a extraer en los primeros tres niveles para la fase 1. Finalmente en las tablas (21, 22,23) la vida útil por cada nivel.

Tabla 17. Resultados obtenidos en el nivel 1

Área Explotable Nivel 1 (Fase 1) m2	Volumen Explotable Nivel 1 fase 1) m3
894	22.359
1.144	53.496
996	32.213
292	49.923
1.706	62.719
804	20.106
58.363	240.816

Tabla 18. Resultados obtenidos en el nivel 2

Área Explotable Nivel 2 (Fase 1) m2	Volumen Explotable Nivel 2 (fase 1) m3
854	21.358
843	43.868
912	33.416
425	32.853
889	41.202
759	18.965
4.682	191.662

Tabla 19. Resultados Obtenidos en el nivel 3

Área Explotable Nivel 3 (Fase 1) m2	Volumen Explotable Nivel 3 (fase 1) m3
876	21.888
1.014	51.639
1.052	39.452
526	36.665
940	46.025
901	22.518
5.309	218.187

6.5.3.1. Vida útil por niveles

Tabla 20. Vida útil para el nivel 1

Vida Útil volumen explotable (teórico) meses	Vida Útil volumen explotable (Teórico) Años	Cantidad de Voladuras por mes según producción (teórica)	Cantidad de voladuras para nivel 1 (teórico)
12	1	3	36
Vida Útil Volumen Explotable (real) meses	Vida Útil Volumen Explotable (real) Años	Cantidad de Voladuras por mes según producción (real)	Cantidad de voladuras para nivel 1 (real)
30	3	1	30

Tabla 21. Vida útil para el nivel 2

Vida Útil volumen explotable (teórico) meses	Vida Útil volumen explotable (Teórico) Años	Cantidad de Voladuras por mes según producción (teórica)	Cantidad de voladuras para nivel 1 (teórico)
10	1	3	29
Vida Útil Volumen Explotable (real) meses	Vida Útil Volumen Explotable (real) Años	Cantidad de Voladuras por mes según producción (real)	Cantidad de voladuras para nivel 1 (real)
24	2	1	24

Tabla 22. Vida útil para el nivel 3

Vida Útil volumen explotable (teórico) meses	Vida Útil volumen explotable (Teórico) Años	Cantidad de Voladuras por mes según producción (teórica)	Cantidad de voladuras para nivel 1 (teórico)
11	1	3	33
Vida Útil Volumen Explotable (real) meses	Vida Útil Volumen Explotable (real) Años	Cantidad de Voladuras por mes según producción (real)	Cantidad de voladuras para nivel 1 (real)
27	2	1	27

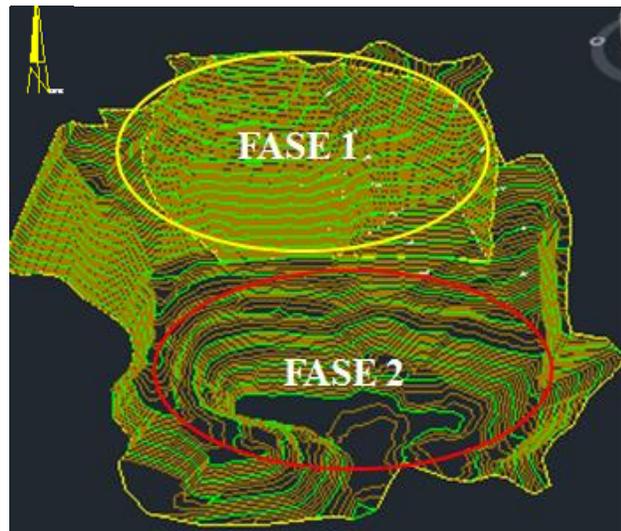


Figura 23. Representación de las fases en el mapa topográfico

Mapa topográfico dividido en dos fases, donde la primera está comprendida desde la cota 1300m hasta 1170m y la segunda desde la cota 1170m hasta 1090m; con el fin de extraer el material de arriba hacia abajo.

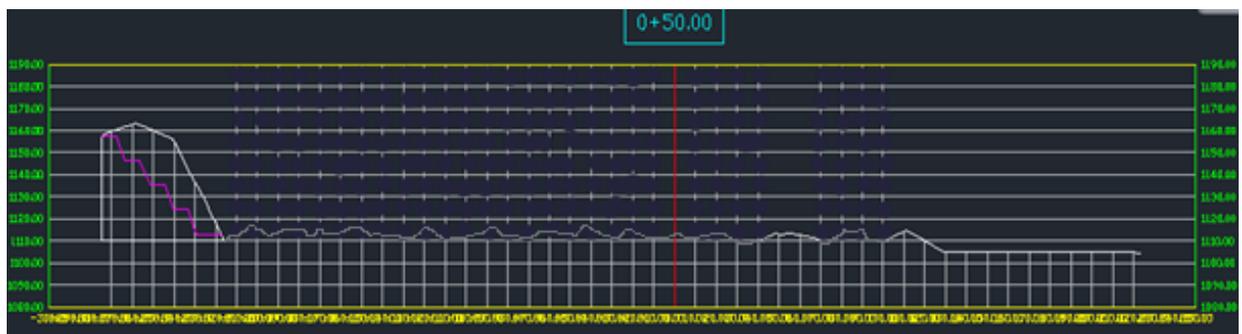


Figura 24. Perfil 1

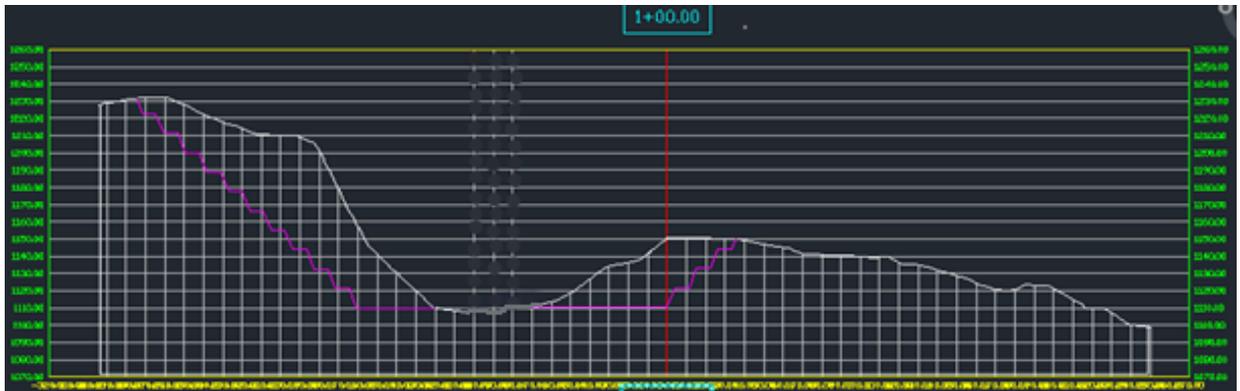


Figura 25. Perfil 2



Figura 26. Perfil 3



Figura 27. Perfil 4

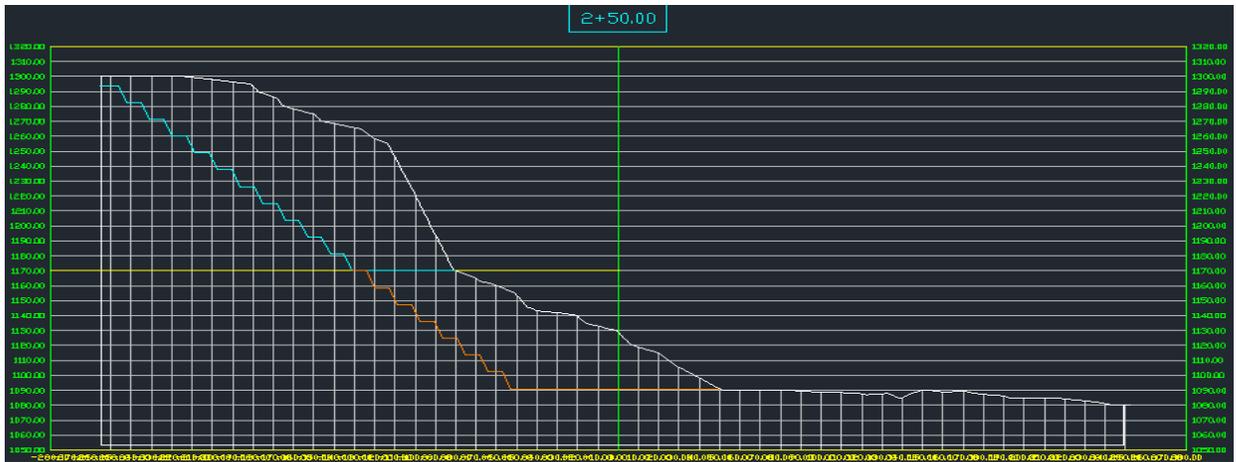


Figura 28. Perfil 5

I



Figura 29. Perfil 6



Figura 30. Perfil 7

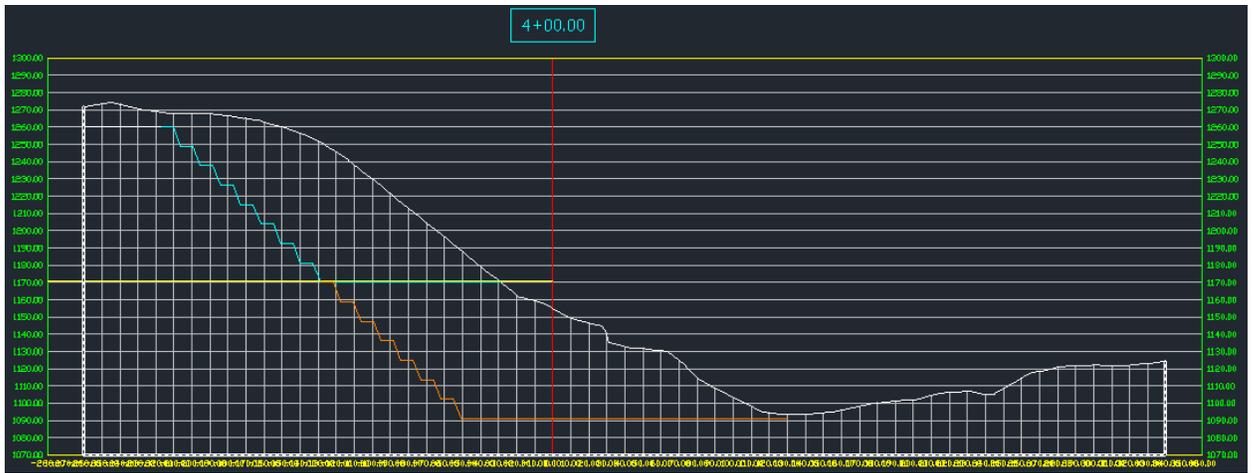


Figura 31. Perfil 8



Figura 32. Perfil 9

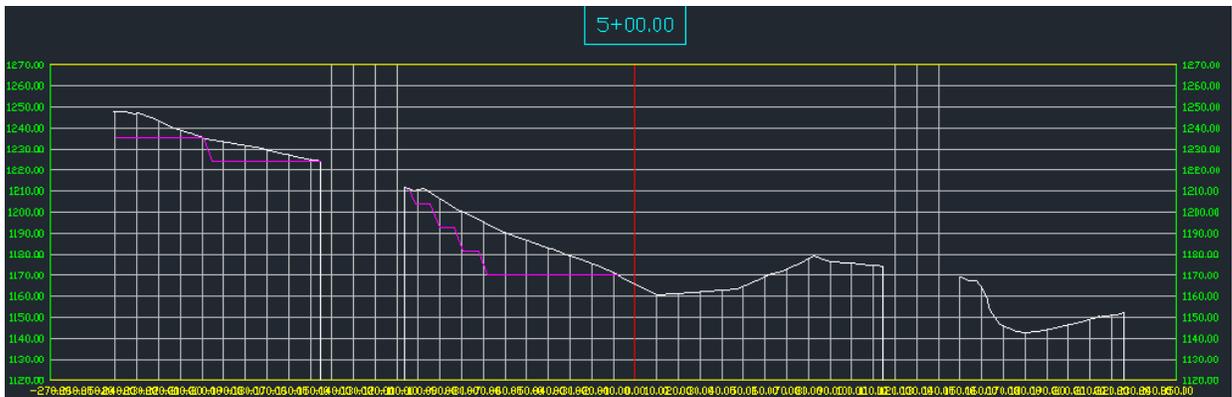


Figura 33. Perfil 10

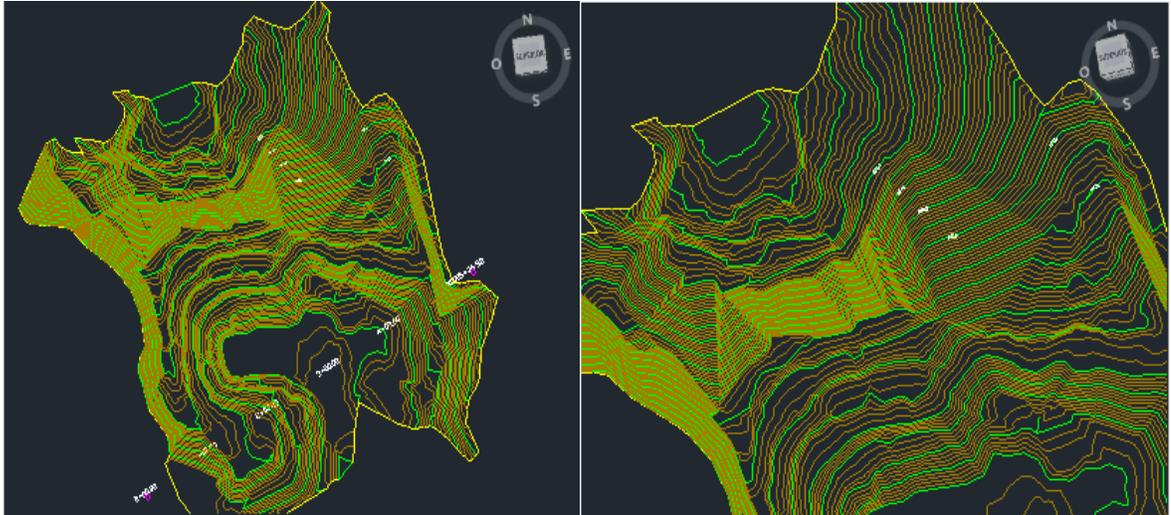


Figura 34. Representación del mapa topográfico antes de modelar

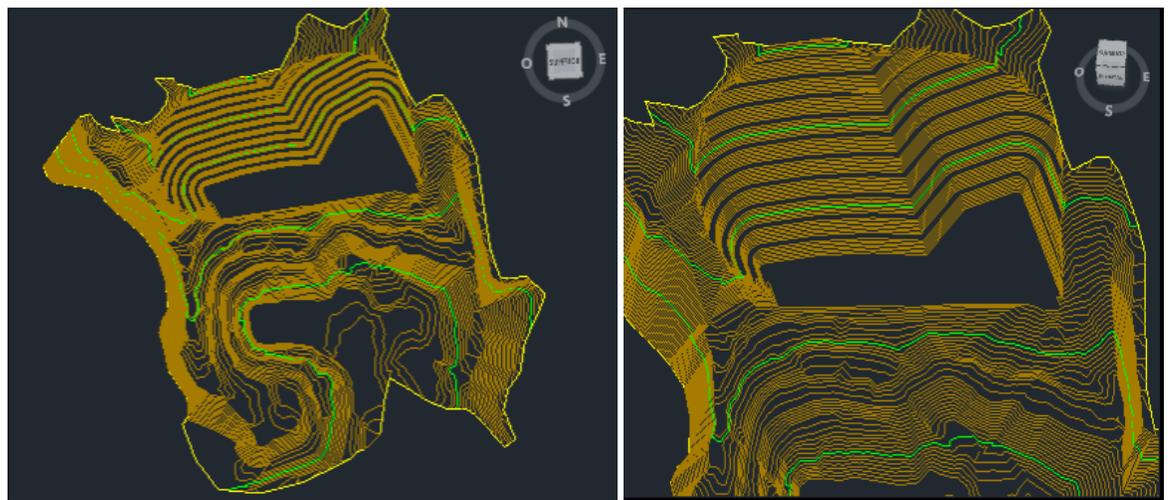


Figura 35. Modelado en 3D desde la cota 1300m hasta 1170m

6.6. Análisis para el cálculo de los recursos

Basado en el método de los perfiles y la utilización de la herramienta computacional, se pudo obtener que la mina II maneja un volumen total de recursos de aproximadamente $14.057.583\text{m}^3$. Siendo explotables solo $5.256.490\text{m}^3$ lo que representa un 37% del volumen total. Este material explotable cuenta con una vida útil de 22 años según la capacidad instalada de las plantas (20.000m^3) y de 55 años según la capacidad de producción que se maneja actualmente (8.000m^3), cabe destacar que tanto el volumen total como el explotable y por ende la vida útil de estos pudiesen cambiar si se realizan estudios geológicos a detalle que garanticen con mayor exactitud la cantidad de mineral de interés que se puede tener en la mina.

Ahora bien, de acuerdo con el método de explotación (Open Cut) llevado a cabo para este tipo de yacimiento con topografía irregular ver Figura 34, se secciono la minas en dos fases con el fin de realizar la explotación de arriba hacia abajo.

La primera fase va desde la cota 1240 hasta la 1070 lo que representa $1.901.622\text{m}^3$ de volumen explotable y la segunda fase desde la cota 1170m hasta 1090m con un volumen explotable de $1.762.095\text{m}^3$, como se puede observar en las tablas (13,14), esta fases en conjunto presentan una vida útil de 38 años de acuerdo con la producción actual de las plantas (8.000m^3), pero si se lograra aumentar la producción a la capacidad que tiene instalada (20.000m^3) la vida útil de las misma bajaría drásticamente a 15 años, lo que se hace más enfático la realización de los estudios geológicos a detalle, para poder empezar a pensar en un rediseño de la mina cambiando las condiciones de explotación a Open Pit.

De igual forma se pudo obtener los años de vida útil por niveles de cada sección, observando que cada nivel se explotaría en año y medio en promedio con las condiciones de producción actual, con ello se puede inferir el tiempo que llevaría remover el material estéril ya que se presume por las afloraciones geológicas vistas in situ que los primeros tres nivel son de material estéril y arcilla. De igual manera se obtendría un aproximado de costo solo por voladura, estimándose que en promedio para esas tres secciones se llevarían a cabo 84 voladuras.

CONCLUSIONES

1. La sección 1 no presenta ningún tipo de inestabilidad mientras que las secciones 2, 3 y 4 son inestables tanto cinemáticamente como mecánicamente, esta última solo con valores referenciales. Por lo tanto se tiene que las condiciones geométricas de trabajo pueden ser operadas siempre y cuando se realice un seguimiento constante.
2. Se alcanzó estimar los recursos mediante el método de los perfiles, utilizando herramientas computacionales, la cual se obtuvo un volumen total de $14.057.583\text{m}^3$ y un volumen explotable de $5.256.490\text{m}^3$ lo que representa un 37% del volumen total.
3. Se concluyó que según la capacidad real de las plantas la vida útil de la mina es de 146 años y para un volumen explotable la vida útil es de 55 años
4. Se alcanzó estimar ángulo del *Pit* final = 45° , ángulo de talud de trabajo = 66° y el ancho mínima de la berma = 7m.

RECOMENDACIONES

- Realizar un análisis geoestructural y geomecánico completo con el fin de determinar todas las propiedades mecánicas de la roca y obtener un factor de seguridad confiable a la hora de planificar la estabilidad del talud.
- Reducir la altura del banco a 8m, para que los equipos trabajen acorde a sus capacidades y así disminuir la cantidad de sobretamaños producir en la voladura.
- Realizar en estudio geológico o geofísico a detalle con perforaciones, que permita realizar las estimaciones de reservas probables, probadas, posibles y con ello establecer la verdadera vida útil de la mina.
- Desarrollar una vía principal acorde con los cálculos de ancho operativo que de acceso a cada sector de la fase 1.
- Elaborar un estudio de factibilidad económica que permita establecer parámetros de rentabilidad para un plan de explotación a futuro.

BIBLIOGRAFIA

- Abreu , J. (2014). *Diseño de un plan de explotación yacimiento de caliza, cantera la gamarra magdaleno, estado Aragua*. Maracay-Aragua .
- Bustillo, R., & López, J. (1977). *Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Madrid: Instituto Tecnológico Minero de España.
- Dengo , G. (1950). *Eclogitic and glaucophane amphibolites in Venezuela*. USA: Geophys. Union.
- Dengo, G. (1950). Eclogitic and glaucophane amphibolites in Venezuela.. *Am. Geophys. Union, Trans.*
- E, L. (2010). *Evaluación del riesgo financiero en proyectos mineros marginales*. lima: Instituto minero de Peru.
- Golder Associates. (2008/12/29). *Paso Diablo El Planeta Pit*. Informe Interno N° 03-1413-419, Burnaby, British Columbia, Canada.
- Melo, Y. (2016). *Propuesta metodológica para la planificación de soporte de mina, en canteras del distrito capital*. Caracas: UCV.
- Moya, F. (2015). *Verificación de la opción de producción más favorable a partir de diseños de explotación a largo plazo del frente 02, cantera carayaca ubicada en tacagua, distrito capital*. Caracas : UCV .
- Ortiz, P. (2001). *Curso de evaluación y planificación minera*. Madrid : Universidad Politécnica de Madrid.
- Ortiz, P., & Dengo, G. (1951). *Geología de la región de Caracas*. . Caracas : Bol. Geol.
- Ostos, M. (1981). *Galindo, Parque Nacional El Avila, D.F. UCV, Escuela de Geología, Trabajo de ascenso*. Caracas : UCV .
- Ostos, M. (1981). *Geología de una zona ubicada entre la autopista Caracas-La Guaira y el estribo*. Caracas: PDVS.
- Urbani , F., & Ostos , M. (1989). *El Complejo Avila, Cordillera de La Costa, Venezuela. Geos, UCV, Caracas*. Caracas : UCV .
- Urbani, F., & Ostos, M. (1989). *El Complejo Avila, Cordillera de La Costa, Venezuela. Geos*.
- Utches , C. (2016). *Planificación a corto plazo de nuevas áreas de explotación en las canteras de con piedra y la concepción*. Guayana- Venezuela.

ANEXO
CALCULOS DE LOS FACTORES DE SEGURIDAD
DE LOS TALUDES

Análisis de inestabilidad con el ángulo de fricción de pico

Sección 2:

Condición cinemática:

- Intersección de dos discontinuidades
- Recta de intersección de su inclinación es menor al buzamiento del talud

SI, se interseca la foliación con la diaclasa 2; cumple con la condición a.

SI, se interseca la diaclasa 1 con la diaclasa 2; cumple con la condición a.

Int. F-D1 $\beta = 28^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Int. F-D1 $\beta = 40^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Condición mecánica:

$$\beta \geq \phi_{dis} \quad \text{F. Brisas} = \phi_{dis} = 23.33^\circ \quad \text{F. Mercedes} = \phi_{dis} = 32.28^\circ$$

- Para la formación las brisas**

Int. F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ ---- $28^\circ \geq 23.33^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ ---- $40^\circ \geq 23.33^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- Factor de seguridad para la formación las brisas**

Para la Int. F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ $\phi_{dis} = 23.33^\circ$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.81 \quad \text{--- FS} \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Para la Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ -- $\phi_{dis} = 23.33^\circ$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.51 \quad \text{--- FS} \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

- Para la formación las mercedes**

Int. F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ ---- $28^\circ \geq 32.28^\circ$; NO cumple con la condición mecánica, no hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ ---- $40^\circ \geq 32.28^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las mercedes**

Para la Int .F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ $\phi_{dis} = 32.28^\circ$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 1.2 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Para la Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ --- $\phi_{dis} = 32.28^\circ$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 0.75 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Sección 3:

Condición cinemática:

- c) Intersección de dos discontinuidades
- d) Recta de intersección de su inclinación es menor al buzamiento del talud

SI, se interseca la foliación 1 con la diaclasa 1; cumple con la condición a.

Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Condición mecánica:

$$\beta \geq \phi_{dis} \quad \text{F. Brisas} = \phi_{dis} = 23.33^\circ \quad \text{F. Mercedes} = \phi_{dis} = 32.28^\circ$$

- **Para la formación las brisas**

Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ$ ---- $45^\circ \geq 23.33^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las brisas**

Para la Int. F-D1 --- $\beta = 45^\circ$ $\phi_{dis} = 23.33^\circ$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 0.433 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

- **Para la formación las mercedes**

Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ$ --- $45^\circ \geq 32.28^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las mercedes**

Para la Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ$ $\phi_{dis} = 32.28$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.63 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Sección 4:

Condición cinemática:

- e) Intersección de dos discontinuidades
- f) Recta de intersección de su inclinación es menor al buzamiento del talud

SI, se interseca la foliación con la diaclasa 1; cumple con la condición a.

SI, se interseca la diaclasa 1 con la diaclasa 2; cumple con la condición a.

Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $43^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ --- $42^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Condición mecánica:

$$\beta \geq \phi_{dis} \quad \text{F. Brisas} = \phi_{dis} = 23.33^\circ \quad \text{F. Mercedes} = \phi_{dis} = 32.28$$

- **Para la formación las brisas**

Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $43^\circ \geq 23.33^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ --- $42^\circ \geq 23.33^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las brisas**

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.462 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Para la Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ $\phi_{dis} = 23.33^\circ$

$$FS = \frac{\operatorname{tg}(\phi_{dis})}{\operatorname{tg}(\beta_{dis})} = 0.478 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

- **Para la formación las mercedes**

Int. F1-D1 ---- $\beta = 43^\circ \text{ --- } 43^\circ \geq 32.28^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ \text{ ---- } 42^\circ \geq 32.28^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las mercedes**

Para la Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ \quad \phi_{dis} = 32.28^\circ$

$$FS = \frac{\operatorname{tg}(\phi_{dis})}{\operatorname{tg}(\beta_{dis})} = 0.677 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

$$FS = \frac{\operatorname{tg}(\phi_{dis})}{\operatorname{tg}(\beta_{dis})} = 0.701 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Análisis de inestabilidad con el ángulo de fricción residual

Sección 2:

Condición cinemática:

- g) Intersección de dos discontinuidades
- h) Recta de intersección de su inclinación es menor al buzamiento del talud

SI, se interseca la foliación con la diaclasa 2; cumple con la condición a.

SI, se interseca la diaclasa 1 con la diaclasa 2; cumple con la condición a.

Int. F-D1 $\beta = 28^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Int. F-D1 $\beta = 40^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Condición mecánica:

$$\beta \geq \phi_{dis} \quad \text{F. Brisas} = \phi_{dis} = 33.09 \quad \text{y} \quad \text{F. Mercedes} = \phi_{dis} = 32.31$$

- **Para la formación las brisas**

Int. F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ ---- $28^\circ \geq 33.09$; NO cumple con la condición mecánica, no hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ ---- $40^\circ \geq 33.09^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las brisas**

Para la Int. F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ $\phi_{dis} = 33.09$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 1.22 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Para la Int .D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ - $^\circ$ $\phi_{dis} = 33.09$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 0.776 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

- **Para la formación las mercedes**

Int .F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ ---- $28^\circ \geq 32.31^\circ$ 28 mayor 32.31 $^\circ$; NO cumple con la condición mecánica, no hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ ---- $40^\circ \geq 32.31^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las mercedes**

Para la Int .F-D1 --- $\beta = 28^\circ$ $\phi_{dis} = 32.31^\circ$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 1.18 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Para la Int. D1-D2 --- $\beta = 40^\circ$ $\phi_{dis} = 32.31^\circ$

$$FS = \frac{tg(\phi_{dis})}{tg(\beta_{dis})} = 0.75 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Sección 3:

Condición cinemática:

- i) Intersección de dos discontinuidades
- j) Recta de intersección de su inclinación es menor al buzamiento del talud

SI, se interseca la foliación 1 con la diaclasa 1; cumple con la condición a.

Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Condición mecánica:

$$\beta \geq \phi_{dis} \quad \text{F. Brisas} = \phi_{dis} = 33.09 \quad \text{y} \quad \text{F. Mercedes} = \phi_{dis} = 32.31$$

- **Para la formación las brisas**

Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ$ --- $45^\circ \geq 33.09$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las brisas**

Para la Int. F-D1 --- $\beta = 45^\circ$ --- $\phi_{dis} = 33.09$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.651 \quad \text{---} \quad FS \leq 1.5 \quad \text{(INESTABLE)}$$

- **Para la formación las mercedes**

Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ$ --- $45^\circ \geq 32.31$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las mercedes**

Para la Int. F1-D1 --- $\beta = 45^\circ$ --- $\phi_{dis} = 32.31^\circ$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.632 \quad \text{---} \quad FS \leq 1.5 \quad \text{(INESTABLE)}$$

Sección 4:

Condición cinemática:

- k) Intersección de dos discontinuidades
- l) Recta de intersección de su inclinación es menor al buzamiento del talud

SI, se intersecta la foliación con la diaclasa 1; cumple con la condición a.

SI, se intersecta la diaclasa 1 con la diaclasa 2; cumple con la condición a.

Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $43^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ --- $42^\circ \leq 70^\circ$; cumple con la condición b

Condición mecánica:

$$\beta \geq \phi_{dis} \quad \text{F. Brisas} = \phi_{dis} = 33.09 \quad \text{y} \quad \text{F. Mercedes} = \phi_{dis} = 32.31$$

- **Para la formación las brisas**

Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $43^\circ \geq 33.09^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ --- $42^\circ \geq 33.09^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las brisas**

Para la Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $\phi_{dis} = 33.09$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.69 \quad \text{---} \quad FS \leq 1.5 \quad \text{(INESTABLE)}$$

Para la Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ --- $\phi_{dis} = 33.09$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.723 \quad \text{---} \quad FS \leq 1.5 \quad \text{(INESTABLE)}$$

- **Para la formación las mercedes**

Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $43^\circ \geq 32.31^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ --- $42^\circ \geq 32.31^\circ$; cumple con la condición mecánica, hay falla de cuña entre las discontinuidades.

- **Factor de seguridad para la formación las mercedes**

Para la Int. F1-D1 --- $\beta = 43^\circ$ --- $\phi_{dis} = 32.31$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.678 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$

Para la Int. D1-D2 --- $\beta = 42^\circ$ $\phi_{dis} = 32.31$

$$FS = \frac{\text{tg}(\phi_{dis})}{\text{tg}(\beta_{dis})} = 0.702 \text{ --- } FS \leq 1.5 \text{ (INESTABLE)}$$