

**PLANEAMIENTO MINERO PARA LA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO DE  
PUZOLANA CORRESPONDIENTE AL TITULO MINERO L 0764-15 UBICADO  
EN EL MUNICIPIO DE PAIPA, DEPARTAMENTO DE BOYACÁ**

**LEIDY MARISOL AVENDAÑO MORALES  
CÓDIGO 200911795**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA  
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO  
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS  
SOGAMOSO, BOYACÁ  
2014**

**PLANEAMIENTO MINERO PARA LA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO DE  
PUZOLANA CORRESPONDIENTE AL TITULO MINERO L 0764-15 UBICADO  
EN EL MUNICIPIO DE PAIPA, DEPARTAMENTO DE BOYACÁ**

**LEIDY MARISOL AVENDAÑO MORALES**

**Proyecto de grado modalidad monografía con proyección social para optar  
por el título de Ingeniero en Minas**

**Director del Proyecto  
Jaime William Jojoa Muñoz  
Ingeniero en minas**

**Codirector del Proyecto  
Nebardo Arturo Abril  
Ingeniero Civil**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA  
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO  
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS  
SOGAMOSO, BOYACÁ  
2014**

Nota de aceptación:

---

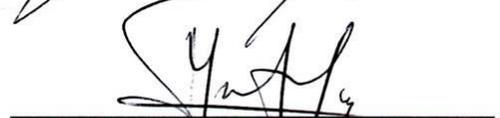
---

---

---

  
Firma del Director de la Escuela

  
Firma del Director del Proyecto

  
Firma del codirector del Proyecto

  
Firma del Jurado

  
Firma del Jurado

Sogamoso, 19 de Noviembre del 2014

“LA AUTORIDAD CIENTÍFICA DE LA UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y  
TECNOLÓGICA DE COLOMBIA, SEDE SECCIONAL SOGAMOSO, RESIDE EN  
ELLA MISMA, POR LO TANTO NO RESPONDE DE LAS OPINIONES  
EXPRESADAS EN ESTE PROYECTO”

SE AUTORIZA LA REPRODUCCIÓN INDICANDO SU ORIGEN.

## DEDICATORIA

A Dios, por ser mi guía y brindarme sabiduría y fortaleza para luchar y cumplir mis metas.

A mi madre Ana Josefina Avendaño, por ser la razón de mi vida y mi motivación más grande.

A mi abuelo, Marco Antonio Avendaño, por ser mi padre y apoyarme en cada paso de mi vida.

A mi hermano Miguel Ángel Cetina, por ser mi ejemplo a seguir y mi más grande orgullo.

A mi hermana, Liliana Katherine Díaz, por el apoyo y los dolores de cabeza, pero sobre todo por su existencia.

A mi cuñada, Katerin Salazar por darme el regalo más lindo de esta vida, mi sobrina, Isabel Sofía Cetina Salazar, quien es la causante de mis sonrisas.

Por supuesto, a todos mis amigos, compañeros de lucha, de alegrías y tristezas, que hicieron de estos 6 años, una experiencia inolvidable, especialmente a Felipe Villamil mi mejor amigo y casi hermano, a Camila Prada amiga incondicional, y Álvaro Ruiz Molina.

A todos y cada uno de ellos infinitas gracias por acompañarme en este largo camino.

## **AGRADECIMIENTOS**

El autor del proyecto expresa sus más sinceros agradecimientos a:

ABRIL NEBARDO ARTURO. Ingeniero civil y codirector del proyecto, por sus valiosos aportes y orientación.

BARRERA JULIO NEL. Ingeniero de minas, por las asesorías y colaboración prestada.

CORREGIDOR EDUIN. Ingeniero de minas, por el apoyo y la ayuda prestadas.

JOJOA MUÑOZ JAIME WILLIAM. Ingeniero en minas y director del proyecto, por sus valiosos aportes y orientaciones en todo momento.

PABÓN DAZA CARLOS MANUEL. Estudiante de ingeniería de minas, que aunque por razones ajenas no pudo terminar el proyecto conmigo, me acompañó desde el principio en este proceso.

PÉREZ ESPITIA RAFAEL HERNANDO. Ingeniero geólogo, por la colaboración en el desarrollo de los laboratorios.

QUIJANO HERNÁNDEZ AURA. Secretaria de la escuela de ingeniería de minas, por la colaboración prestada.

RODRÍGUEZ JORGE ANDRÉS. Laboratorista, por la colaboración en el desarrollo de los laboratorios.

VARGAS CARLOS. Laboratorista, por la colaboración en el desarrollo de los laboratorios.

PUZOCOL S.A.S, por la oportunidad brindada para la elaboración del proyecto.

UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA, e IRME, por la colaboración en el desarrollo del proyecto.

## CONTENIDO

	Pág.
RESUMEN	14
INTRODUCCIÓN	15
OBJETIVOS	16
1. GENERALIDADES	17
1.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA	17
1.2. RASGOS FISIAGRÁFICOS	17
1.2.1. Topografía.	17
1.2.2. Climatología.	19
1.2.3. Flora y fauna.	19
1.3. SITUACIÓN LEGAL DEL DEPÓSITO	20
2. GEOLOGÍA	21
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	21
2.1.1. Estratigrafía.	21
2.1.2. Estructural.	21
2.2. GEOLOGÍA LOCAL	23
2.2.1. Geomorfología.	23
2.2.2. Estratigrafía.	23
2.2.2.1. Vulcanitas (NgQv).	23
2.2.2.2. Formación Labor y Tierna (Kit).	23
2.2.2.3. Formación los Pinos (Klp).	23
2.2.2.4. Formación Plaeners (Kpl).	23
2.2.2.5. Formación Churuvita (Kch).	23
2.2.2.6. Basamento Paleozoico Jurásico.	23
2.2.3. Estructural.	23
2.3. GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO	24
2.3.1. Características del depósito.	24
2.3.2. Cálculo de reservas.	24
3. DETERMINACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS QUÍMICAS Y GEOMECÁNICAS	26
3.1. ANÁLISIS PETROGRÁFICO	26
3.2. ANÁLISIS QUÍMICO	28
3.3. PROPIEDADES FÍSICO – MECÁNICAS	28
3.3.1. Tipo de muestreo.	28
3.3.2. Propiedades físicas.	29

3.3.3.	Granulometría.	31
3.3.4.	Angulo de reposo.	31
3.3.5.	Durabilidad y desleimiento.	32
3.3.6.	Resistencia a compresión simple.	33
3.3.7.	Corte directo.	34
3.3.8.	Ensayo SPT	34
4.	DISEÑO MINERO	37
4.1.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	37
4.2.	LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN	38
4.2.1.	Ancho.	39
4.2.2.	Pendiente.	40
4.2.3.	Bermas.	40
4.2.4.	Drenajes de las vías de acarreo (cuneta).	40
4.3.	DISEÑO DE BANCOS	40
4.4.	ANÁLISIS DE ESTABILIDAD	41
4.5.	SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN	44
4.6.	MANEJO DE ESTÉRIL Y CAPA VEGETAL	45
4.6.1.	Desmonte.	45
4.6.2.	Descapote.	45
4.7.	ANÁLISIS DE OPERACIONES MINERAS CON MAQUINARIA	45
4.7.1.	Arranque y Cargue.	46
4.7.2.	Transporte.	47
4.7.3.	Producción.	47
4.8.	SERVICIOS A LA MINA	48
4.8.1.	Energía.	48
4.8.2.	Desagüe.	48
4.8.3.	Seguridad.	49
4.8.4.	Mantenimiento	49
4.8.4.1.	Mantenimiento de áreas.	49
4.9.	LIMITES DE LA EXPLOTACIÓN	50
4.9.1.	Proyección del precio del mineral.	50
4.9.2.	Reservas explotables.	50
5.	MEDIDAS DE MANEJO AMBIENTAL	51
5.1.	ADECUACIÓN PAISAJÍSTICA	51
5.1.1.	Técnicas silviculturales.	51
5.1.2.	Métodos de plantación.	52
5.1.3.	Selección de especies.	52
5.2.	MANEJO DISPOSICIÓN Y PRESERVACIÓN DE CAPA VEGETAL Y SUELO	53
5.3.	MANEJO DE RESIDUOS SOLIDOS E INDUSTRIALES	54
5.4.	MANEJO DE AGUAS SUPERFICIALES, CONTROL DEL FENÓMENO EROSIVO Y SEDIMENTOS	55
5.5.	IMPACTOS GENERADOS A LA ATMÓSFERA	55

6. EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA	57
6.1. INVERSIONES	57
6.1.1. Inversiones existentes.	57
6.1.2. Inversiones requeridas.	57
6.2. COSTOS	58
6.2.1. Costos por mano de obra.	58
6.2.2. Estructura de costos para desarrollo y operación.	58
6.2.3. Costos por consumo de maquinaria.	58
6.2.4. Costos por concepto de seguridad.	59
6.2.5. Costos ambientales.	59
6.2.6. Regalías.	61
6.3. INGRESOS POR PRODUCCIÓN	61
6.4. CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO TIR	62
CONCLUSIONES	63
RECOMENDACIONES	64
BIBLIOGRAFÍA	65

## LISTA DE CUADROS

	Pág.
Cuadro 1. Coordenadas del polígono, licencia 0764-15.	17
Cuadro 2. Secuencia estratigráfica regional.	21
Cuadro 3. Cálculo de reservas.	24
Cuadro 4. Relación de Descapote.	25
Cuadro 5. Nomenclatura de los minerales presentes en la muestra.	27
Cuadro 6. Composición mineralógica de la muestra.	27
Cuadro 7. Análisis químico.	28
Cuadro 8. Resumen resultados ensayo de propiedades físicas.	30
Cuadro 9. Resultado análisis granulométrico.	31
Cuadro 10. Determinación del ángulo de reposo promedio.	31
Cuadro 11. Correcciones y resultados del ensayo SPT.	36
Cuadro 12. Turnos de trabajo.	48
Cuadro 13. Medidas de adecuación paisajística.	51
Cuadro 14. Manejo, disposición y preservación de capa vegetal y suelo.	54
Cuadro 15. Manejo de residuos sólidos e industriales.	54
Cuadro 16. Manejo de aguas superficiales.	55
Cuadro 17. Manejo de impactos generados a la atmósfera.	55
Cuadro 18. Inversiones existentes.	57
Cuadro 19. Inversiones requeridas.	57
Cuadro 21. Estructura de costos para el desarrollo, preparación y explotación.	59
Cuadro 22. Costos por consumo de maquinaria.	60
Cuadro 23. Costos por elementos de protección personal.	60
Cuadro 24. Costos por regalías.	61
Cuadro 25. Ingresos por producción.	61
Cuadro 26. Ingresos y egresos.	61
Cuadro 27. Flujo de caja.	62

## LISTA DE FOTOGRAFÍAS

	Pág.
Fotografía 1. Detalle a nivel microscópico de la muestra.	26
Fotografía 2. Muestreo.	29
Fotografía 3. Muestras tamaño puño.	30
Fotografía 4. Angulo de reposo.	32
Fotografía 5. Ensayo de durabilidad y desleimiento.	32
Fotografía 6. Ensayo de resistencia a la compresión simple.	33
Fotografía 7. Ensayo de corte directo.	34

## LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Localización geográfica del título minero 0764-15.	18
Figura 2. Ensayo SPT en el área de estudio.	35
Figura 3. Explotación por bancos descendentes.	37
Figura 4. Labores de desarrollo y preparación .	38
Figura 5. Ancho de las vías de desarrollo.	39
Figura 6. Geometría de los bancos de explotación.	40
Figura 7. Datos ingresados en el software Slide.	42
Figura 8. Análisis de estabilidad de Talud Natural en condiciones críticas.	42
Figura 9. Análisis de estabilidad del banco unitario.	43
Figura 10. Análisis de estabilidad en los 5 primeros años de explotación.	43
Figura 11. Análisis de estabilidad del talud final.	44
Figura 12. Ciclo de operaciones unitarias en la explotación minera.	45
Figura 13. Arranque con excavadora 312D	46
Figura 14. Cargador 907 Hz	47
Figura 15. Dimensionamiento de cuneta	48
Figura 16. Sistema de siembra en cuadro latino.	52
Figura 17. Revegetación de taludes.	53
Figura 18. Disposición de capa vegetal.	53

## LISTA DE ANEXOS

ANEXO A. Planos.

1. Topografía.
2. Geología regional.
3. Geología local.
4. Calculo de reservas.
5. Método de explotación.
6. Explotación primer año.
7. Explotación tercer año.
8. Explotación quinto año.

ANEXO B. Análisis topográfico en ARCGIS.

ANEXO C. Laboratorio de propiedades físicas.

ANEXO D. Laboratorio de granulometría.

ANEXO E. Sistema unificado de clasificación de suelos.

ANEXO F. Laboratorio de durabilidad y desleimiento.

ANEXO G. Laboratorio de resistencia a compresión simple.

ANEXO H. Laboratorio de corte directo.

ANEXO I. Mapa de zonificación sísmica de Colombia.

ANEXO J. DVD

1. Análisis de estabilidad del talud en Slide.
2. Diseño de la cantera en Surpac.

## **RESUMEN**

Las puzolanas son materiales que contienen sílice reactiva y/o aluminio, que en sí mismas tienen una calidad aglomerante casi nula, pero mezcladas con cal en presencia de agua fraguan y endurecen como un cemento. De la misma forma son ingredientes importantes en la producción del cemento.

Las puzolanas se dividen en dos grupos: naturales, como cenizas volcánicas y diatomita; y artificiales, como arcillas calcinadas, cenizas pulverizadas de carbón de piedra y cenizas de residuos agrícolas quemados.

Por este motivo la puzolana encontrada en el domo correspondiente al volcán de Paipa constituye un mineral de interés económico; por lo que se planea la explotación a cielo de dicho material, en el título minero L 0764-15 ubicado en el municipio de Paipa, departamento de Boyacá, teniendo en cuenta las necesidades, y alcances de la empresa que lo ejecutará.

En el presente documento se encuentra el resultado del proyecto de grado modalidad monografía realizado con el fin de obtener el título de ingeniero en minas por la estudiante Leidy Marisol Avendaño Morales durante el año 2014, en el que se plantea el método de explotación por medio de una cantera con reservas explotables para 35 años.

## INTRODUCCIÓN

La minería es la actividad primaria, que permite tener acceso a diferentes tipos de minerales utilizados en muchas de las actividades que generan al mundo la capacidad de transformación y el desarrollo del ser humano.

El departamento de Boyacá, se ha caracterizado por su actividad agrícola y minera, y en el municipio de Paipa, se puede decir que la minería es la segunda actividad que más genera ingresos después del turismo.

La minería a cielo abierto, generalmente se realiza para la extracción de materiales de construcción e insumo para las cementeras presentes en la región, así como, la industria de la cerámica.

En la industria del cemento, el tipo y características de este depende de las materia primas utilizadas; la diversidad de aplicaciones de este, requiere la elaboración de productos de diferentes características que suplan las necesidades de resistencia mecánica, química, color y tiempo de fraguado. Para ello se utilizan en su elaboración sustancias naturales o sintéticas conocidas como aditivos.

Históricamente la puzolana ha sido utilizada para la fabricación de cemento, ya que es un aditivo de gran importancia, debido a que, tiene múltiples ventajas en la resistencia, durabilidad, plasticidad, impermeabilidad, adherencia y estabilidad.

El presente proyecto busca desarrollar el planeamiento minero para la extracción de puzolana en el municipio de Paipa, en el área correspondiente al título minero L 0764-15, con el fin de llevar a cabo la explotación de una forma racional, económicamente rentable y sin causar un impacto negativo a nivel ambiental y social.

## **OBJETIVOS**

### **GENERAL**

Realizar el planeamiento minero para la explotación a cielo abierto de puzolana correspondiente al título minero L 0764-15 ubicado en el municipio de Paipa, departamento de Boyacá.

### **ESPECÍFICOS**

Evaluar información bibliográfica de estudios y antecedentes del área.

Realizar el cálculo de reservas.

Conocer las propiedades físico mecánicas del material.

Definir las labores de desarrollo y preparación.

Realizar el diseño del método de explotación a implementar.

Analizar la estabilidad del talud.

Determinar las formas de arranque y el tipo de maquinaria a utilizar.

Identificar los impactos ambientales causados por la explotación minera, y el manejo que se le debe dar a cada uno.

Elaborar el análisis económico del proyecto.

## 1. GENERALIDADES

### 1.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA

El título minero L 0764-15 se localiza en la vereda Quebrada Honda en el municipio de Paipa y límites del municipio de Tuta, departamento de Boyacá, y corresponde a una extensión de 297 Hectáreas con 8575 metros cuadrados (ver Plano 1).

El acceso inicia desde la vía central Bogotá – Sogamoso, hasta las piscinas municipales por vía pavimentada, desde allí en el kilómetro 15 vía sector Piscinas privadas y en el sitio conocido como desvió Sector Piscina Olitas se parte a margen derecho en una distancia de 9 km por vía recibada hasta el área de la licencia<sup>1</sup> (ver Figura 1).

Cuadro 1. Coordenadas del polígono, licencia 0764-15

PTO INICIAL	NORTE	ESTE
P.A.	1'122.205	1'107.710
1	1'122.420	1'107.000
2	1'121.000	1'107.000
3	1'121.000	1'107.420
4	1'120.420	1'107.420
5	1'120.420	1'106.000
6	1'121.000	1'106.000
7	1'121.000	1'105.470
8	1'122.420	1'105.470

Fuente. PTO Titulo Minero L 0764-15.

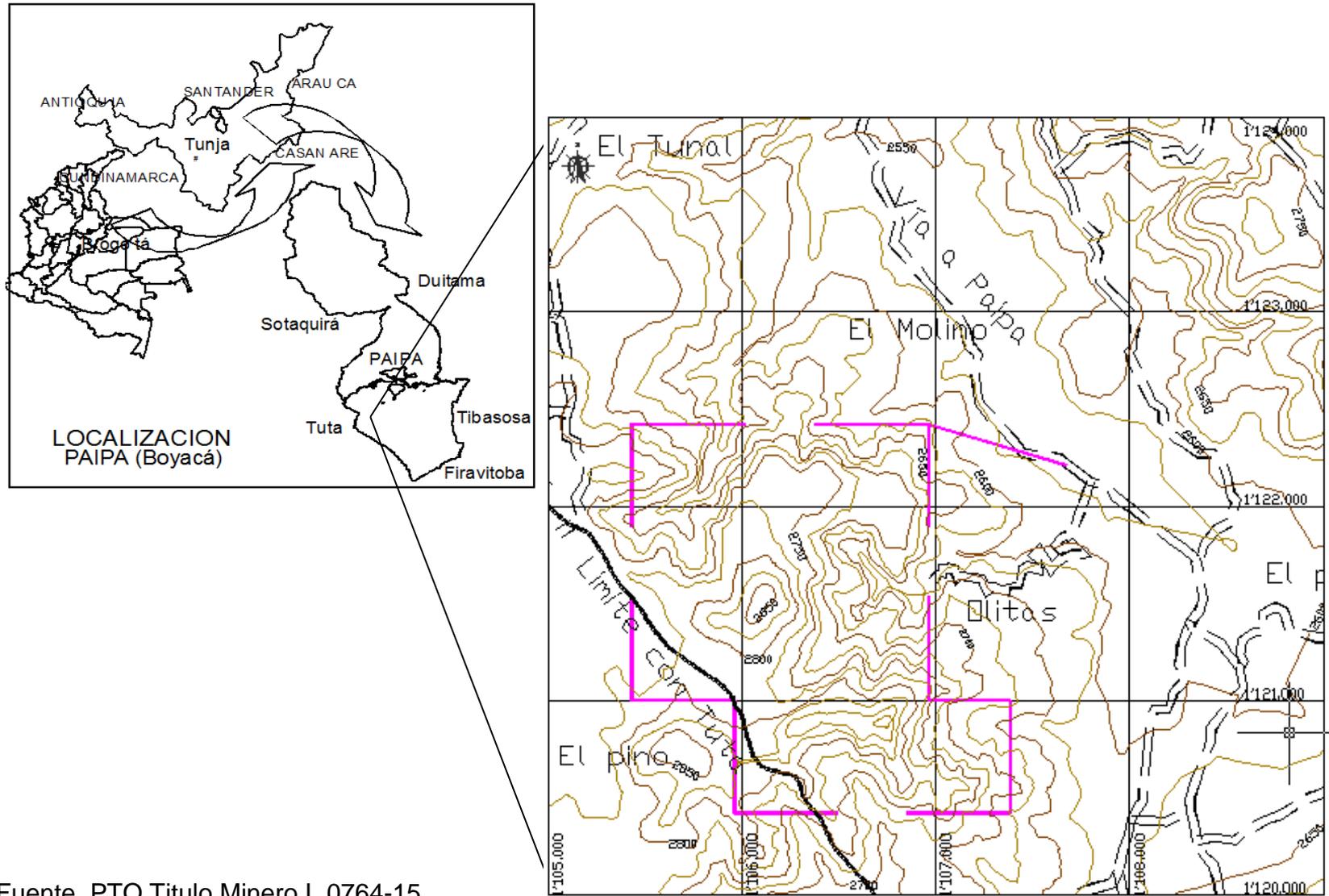
### 1.2. RASGOS FISIOGRÁFICOS

**1.2.1. Topografía.** El área de estudio tiene unas alturas que oscilan entre los 2525 y 2950 m.s.n.m., con pendientes entre 0 y 47,85°. Sin embargo en el área de interés predominan pendientes de 20 a 35° y una morfología abrupta, con una dirección predominante hacia el noroeste (ver Anexo B).

---

<sup>1</sup> RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Programa de Trabajo y Obras Licencia de Exploración 0764-15; Documento oficial. Servicios y Productos Ltda. 2009. P 5.

Figura 1. Localización geográfica del título minero L 0764-15.



Fuente. PTO Titulo Minero L 0764-15.

**1.2.2. Climatología<sup>2</sup>.** La temperatura en el área se encuentra entre 14° y 12°, y se cataloga entre los climas semiáridos; las precipitaciones y los períodos secos están claramente definidos a lo largo del año. Durante el año son notorios cuatro períodos más o menos bien definidos los cuales se alteran de lluviosos a secos así:

- |                          |                           |
|--------------------------|---------------------------|
| - Períodos secos         | Diciembre, enero, febrero |
| - Períodos más lluviosos | Mediados de marzo y mayo  |
| - Período menos lluvioso | Junio, julio, agosto      |
| - Período húmedo         | Octubre y noviembre       |

En la zona donde se desarrolla el proyecto se encuentran velocidades diarias promedio de 0,8 m/s a las 7 am, de 3,3 m/s a la 1 pm y de 2,2m/s a las 7 pm. En el sector la máxima registrada es de 9,5 m/s, en sentido SE.

Durante los periodos secos, donde se registran las mayores temperaturas, la humedad relativa es baja, mientras que a mediados del año, la relación se invierte. Los mayores valores de humedad se registran en los meses de junio y julio.

La red hidrográfica de la región se enmarca dentro de la cuenca del Río Chicamocha, al cual vierten sus aguas numerosos ríos y quebradas. El área de influencia local y puntual está comprendida por los diferentes drenajes de flujo esporádico que pueden ser intervenidas por el desarrollo del proyecto minero, entre las cuales se tienen en el norte del área la Quebrada Calderitas, por el Este la quebrada Olitas, y por el sur la quebrada La Pirámide.<sup>3</sup>

**1.2.3. Flora y fauna<sup>4</sup>.** La región de Paipa hace parte del cinturón de páramos de la Cordillera Oriental, donde se encuentran los de mayor extensión y número de especies respecto a los páramos de las otras cordilleras. Se caracteriza por presentar dos ecosistemas muy importantes para el aprovisionamiento de agua y claramente diferenciados entre sí: los páramos y los bosques altoandinos. Los páramos se destacan por su gran diversidad de frailejones y por su alto nivel de endemismo de especies, es decir, que las especies que se encuentran allí no se encuentran en ningún otro lugar del mundo.

Los bosques altoandinos son en su mayoría secundarios, alcanzan en los sitios de mejor desarrollo 15 m de altura, presentan abundantes epífitas sobre troncos y ramas, y en algunos casos pueden estar dominados por encenillos (*Weinmannia*

---

<sup>2</sup> RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Estudio de Impacto Ambiental Licencia de Exploración 0764-15; Documento oficial. Servicios y Productos Ltda. 2009. P. 64.

<sup>3</sup> RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Estudio de Impacto Ambiental. Op. cit, p. 57.

<sup>4</sup> GONZÁLEZ, María y DÍAZ, Angélica. Flora y fauna del municipio de Paipa, Boyacá. Instituto de Investigación en Recursos Biológicos Alexander von Humboldt. 2013.

tomentosa), susques (*Ocotea calophylla*) o robles (*Quercus humboldtii*, Vulnerable) (Cárdenas y Salinas 2007).

El área de estudio cuenta con áreas emblemáticas como El Parque Natural Municipal Ranchería, que se encuentra totalmente inserto dentro de la Reserva Forestal del Municipio de Paipa (Paipa, Boyacá). Esta Reserva comprende una superficie de 2.881 has en un rango altitudinal que va de los 2.800 a los 3.400 msnm.

La Reserva se clasifica dentro de las zonas de vida “bosque húmedo montano bajo” y “bosque muy húmedo montano” según el sistema de Holdridge, con una temperatura media entre los 7 y 11°C y precipitaciones que pueden alcanzar los 2000 mm anuales con un régimen bimodal.

### **1.3. SITUACIÓN LEGAL DEL DEPÓSITO**

La secretaria de Minas del Departamento de Boyacá, mediante resolución 01702-15 otorga la Licencia No L 0764-15 a la sociedad Servicios y Productos Ltda, con Nit 826.002.101-1 para la exploración técnica de un depósito de puzolana y demás minerales concesibles, localizado en jurisdicción del municipio de Paipa - Tuta, Departamento de Boyacá con una extensión superficial de 297 hectáreas con 8575 metros cuadrados<sup>5</sup>

---

<sup>5</sup> RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Programa de Trabajo y Obras. Op cit, p. 4.

## 2. GEOLOGÍA

### 2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

**2.1.1. Estratigrafía.** El área de estudio está localizada geográficamente al sur del municipio de Paipa (Departamento de Boyacá), formando parte del altiplano Cundiboyacense, en la zona axial de la Cordillera Oriental.

Las rocas más antiguas que afloran allí corresponden a una secuencia de rocas sedimentarias del Cretácico y paleógeno, con diferencias en facies y espesores por el control tectónico que existe. En el siguiente cuadro se resume la secuencia estratigráfica regional (ver plano 2).

Cuadro 2. Secuencia estratigráfica regional.

PERIODO	FORMACIÓN	
	ROCAS Y DEPÓSITOS SEDIMENTARIOS	DEPÓSITOS Y ROCAS VULCANOCLÁSTICAS
NEÓGENO	Formación Tilatá (NgQt)	Vulcanitas (NgQv)
PALEÓGENO	Formación Labor y Tierna (Klt)	-
	Formación Los Pinos (Klp)	-
CRETÁCICO	Formación Plaeners (Kpl)	-
	Formación Conejo (Kc)	-
	Grupo Churuvita (Kch)	-
	Formación Une (Ku)	-
	Basamento Paleozoico Jurásico (J-Pz)	-

Fuente. Datos del proyecto.

**2.1.2. Estructural<sup>6</sup>.** Dentro del área de estudio tienen influencia los siguientes fenómenos estructurales:

La **Falla santa Rita** desplaza en forma dextral areniscas de la Formación Labor-

<sup>6</sup> INGEOMINAS. Informe técnico cartografía geológica y estructural sector sur del municipio de Paipa, proyecto de geodinámica, Bogotá. 2003. P 14.

Tierna y desde la Vereda El Tunal, Sector La Laguna hace cabalgar lidadas de la Formación Plaeners sobre litología blanda de la Formación Los Pinos hasta unirse con la Falla El Batán cerca de la desembocadura de la quebrada El Tunal en la quebrada Calderitas.

El sur de la **Falla EL Bizcocho** se presenta en la Vereda El Tunal, Sector La Laguna afectando rocas del Cretácico Superior de morfología abrupta y se puede seguir al norte hasta la terminación de estas lomas en el valle de la Quebrada Honda, donde su trazo se pierde en los depósitos aluviales.

La **Falla Buenavista** pone en contacto el Grupo Churuvita al oriente con la Formación Conejo al occidente y parece continuar al norte bajo los depósitos aluviales del río Chicamocha.

Su efecto se aprecia especialmente en la quebrada que pasa por el sitio Buenavista y drena al occidente hasta la quebrada Honda Grande

La **Falla el Batán** se constituye en la principal estructura del área de estudio y el nombre es dado por un sitio de agua termal El Batán, cerca de La Playa; al sur su trazo es un lineamiento que afecta los depósitos volcánicos de Olitas en su costado occidental y controla el curso de la quebrada Calderitas hasta su desembocadura en la Quebrada Honda Grande, desde donde se hace más evidente poniendo en contacto los niveles de lodolitas silíceas de la Formación Plaeners con los depósitos de la Formación Tilatá

Sobresalen dos fallas paralelas entre sí, denominadas **Cerro Plateado** y **Los Volcanes**, las cuales se localizan principalmente a través de los depósitos volcánicos.

La Falla Cerro Plateado se distingue por una zona de cizalla en el Cerro Plateado, constituido por areniscas de la Formación Une, con un trazo que hacia el NW controla el valle de la quebrada Honda Grande y que se puede asumir hasta el cruce con las fallas longitudinales de Buenavista y El Batán; esta falla separa los cuerpos volcánicos que usualmente se han conocido como Olitas al sur y Pan de Azúcar al norte.

El trazo de la **Falla Agua Tibia** es rectilíneo, discontinuo e interrumpido localmente por fallas NW. Controla parcialmente el curso de las quebradas Cortaderal y Honda Grande, y posiblemente es la responsable de los escarpes rectos y continuos que presentan al oriente los depósitos volcánicos de Olitas.

Al norte de la quebrada Honda Grande su trazo sigue por la quebrada Agua Tibia, de donde toma su nombre.

Por su trazo recto se asume como una falla inversa inclinada al occidente, a partir de la cual se producen cabalgamientos con vergencia al noroccidente, como la Falla Buenavista.

## **2.2. GEOLOGÍA LOCAL**

**2.2.1. Geomorfología.** La región presenta elevaciones sobre el nivel del mar que alcanzan cotas entre los 2525 m.s.n.m hasta 2950 m.s.n.m. Topográficamente son diferenciables los escarpes pronunciados del grupo ígneo (stock de Oolitas).

**2.2.2. Estratigrafía.** Son comunes los sedimentos del Neógeno, así como las rocas sedimentarias del Cretácico y paleógeno. De especial interés son las vulcanitas que afloran en el área. A continuación se presenta una breve descripción de las unidades geológicas aflorantes, desde la más reciente reconocida hasta los depósitos más antiguos (ver plano 3).

**2.2.2.1. Vulcanitas (NgQv).** Depósitos volcánicos piroclásticos y domos de composición traquítica con intercalaciones de depósitos sedimentarios.

**2.2.2.2. Formación Labor y Tierna (Klt).** Areniscas cuarzosa de grano grueso a fino, redondeado a subredondeado; madura y friable.

**2.2.2.3. Formación los Pinos (Klp).** Shales negros y grises con intercalaciones de areniscas cuarzosas y capas finas de limolitas silíceas.

**2.2.2.4. Formación Plaeners (Kpl).** Limolitas silíceas en capas finas o medias con algunas intercalaciones de fosforitas y shales.

**2.2.2.5. Formación Churuvita (Kch).** Shales negros con intercalaciones de areniscas cuarzosas con glauconita.

**2.2.2.6.** Basamento Paleozoico Jurásico. Rocas Ígneas y Metamórficas.

**2.2.3. Estructural<sup>7</sup>.** El depósito en el área de la licencia L 0764-15, está en presencia de una estructura llamada Falla Los Volcanes, que cruza la parte alta de la geoforma que se conoce como alto Los Volcanes, donde se localiza el depósito de Olitas.

A nivel regional la incidencia de estructura geológica es importante y da origen a la depositación y estratificación de formaciones que se orientan mediante direcciones preferenciales formando parte de un flanco anticlinal.

---

<sup>7</sup> RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Programa de Trabajo y Obras. Op. cit. P. 15.

Las Andesitas ponen en evidencia estructuras de Tipo Ígneo, influyentes en el factor modelador de la topografía cretácea originando un levantamiento gradual de las estructuras, y cambiando la dirección e inclinación de los estratos.

## 2.3. GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO

**2.3.1. Características del depósito.** Al margen de la quebrada Olitas, en la depresión intracaldérica se encuentran depósitos de flujos de bloques y ceniza.

Los depósitos de flujos contienen fragmentos de traquitas, grawacas, esquistos de cordierita y cuarzoarenitas. Se formaron 5 unidades de flujos muy mal seleccionados, monolitológicos, sobre los cuales yacen 2 unidades de flujo de pómez y ceniza originadas por colapso de columnas y cerca de 14 m de depósitos epiclásticos de alta y moderada energía.

Al norte del área, en el cerro El Mirador, cabecera de la Quebrada Olitas se encuentran unos domos volcánicos intracaldéricos, asociados con la segunda época eruptiva. En los domos se presentan rocas traquíticas, porfiroafaníticas, hipocristalinas, con fenocristales de sanidinas y plagioclasas, biotita y hornblenda como accesorios, algunos minerales con reemplazamiento a caolinita y clorita, y epidota por introducción.<sup>8</sup>

**2.3.2. Cálculo de reservas.** El cálculo de reservas se hizo por el método de perfiles, tomando como referencia el plano topográfico, se realizaron 18 perfiles paralelos separados cada 150 m (ver plano 4).

Este método consiste en la obtención de bloques individuales de material, y se efectúa multiplicando el área de cada perfil por la distancia entre estos, y su respectiva sumatoria, determinando de esta forma el volumen, que multiplicado por el peso específico del material nos da como resultado las reservas en ton del material.

Cuadro 3. Cálculo de reservas.

Perfil	Área (m2)	Distancia horizontal (m)	Volumen (m3)	Toneladas
1	1.577,74	150	236.632,06	534.788,46
2	23.280,30	150	3.491.972,51	7.891.857,88
3	42.031,63	150	6.304.631,74	14.248.467,73
4	35.146,76	150	5.271.923,64	11.914.547,44
5	28.748,03	150	4.312.081,92	9.745.305,13
6	75.510,11	150	11.326.344,41	25.597.538,37

<sup>8</sup> XII CONGRESO COLOMBIANO DE GEOLOGÍA. Salida de Campo, Volcán de Paipa (Boyacá): Geología, Potencial geotérmico y minero. Paipa. 2009.

7	141.309,82	150	21.196.275,39	47.903.582,37
8	162.150,63	150	24.322.416,51	54.968.661,31
9	84.996,35	150	12.749.247,76	28.813.299,94
10	127.888,37	150	19.183.041,37	43.353.673,51
11	193.603,22	150	29.040.209,01	65.630.872,37
12	223.946,08	150	33.591.619,50	75.917.060,06
13	211.328,63	150	31.682.726,52	71.602.961,93
14	164.483,02	150	24.672.236,09	55.759.253,55
15	41.080,42	150	6.161.902,63	13.925.899,94
16	19.956,40	150	2.993.331,69	6.764.929,63
17	39.309,94	150	5.896.402,77	13.325.870,25
18	8.993,53	150	1.348.987,69	3.048.712,19
<b>TOTAL</b>			<b>243.781.983,21</b>	<b>550.947.282,07</b>

Fuente. Resultados del proyecto

Las reservas para el área de la licencia son de 550'947.282,07 t de puzolana.

Se calculó una relación de descapote de 0,06 m<sup>3</sup> por tonelada de mineral extraída, es decir que el volumen de material estéril a remover para las reservas calculadas son de 2'868.031,36 m<sup>3</sup>.

Cuadro 4. Relación de Descapote

PERFIL	Estéril(m3)	Puzolana (t)	Relación M3/t
1	4295,50425	534788,46	0,008
2	10794,0015	7891857,88	0,001
3	16842,19275	14248467,73	0,001
4	13661,27775	11914547,44	0,001
5	18482,11875	9745305,13	0,002
6	25898,688	25597538,37	0,001
7	29529,72675	47903582,37	0,001
8	26712,0405	54968661,31	0,000
9	30661,34175	28813299,94	0,001
10	32044,5945	43353673,51	0,001
11	41007,83625	65630872,37	0,001
12	43819,3575	75917060,06	0,001
13	2485118,759	71602961,93	0,035
14	32586,741	55759253,55	0,001
15	23977,01475	13925899,94	0,002
16	19311,201	6764929,63	0,003
17	13288,9635	13325870,25	0,001
18	6309,1755	3048712,19	0,002
<b>TOTAL</b>	<b>2.868.031,36</b>	<b>550.947.282,07</b>	<b>0,06</b>

Fuente. Resultados del proyecto.

### 3. DETERMINACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS QUÍMICAS Y GEOMECÁNICAS

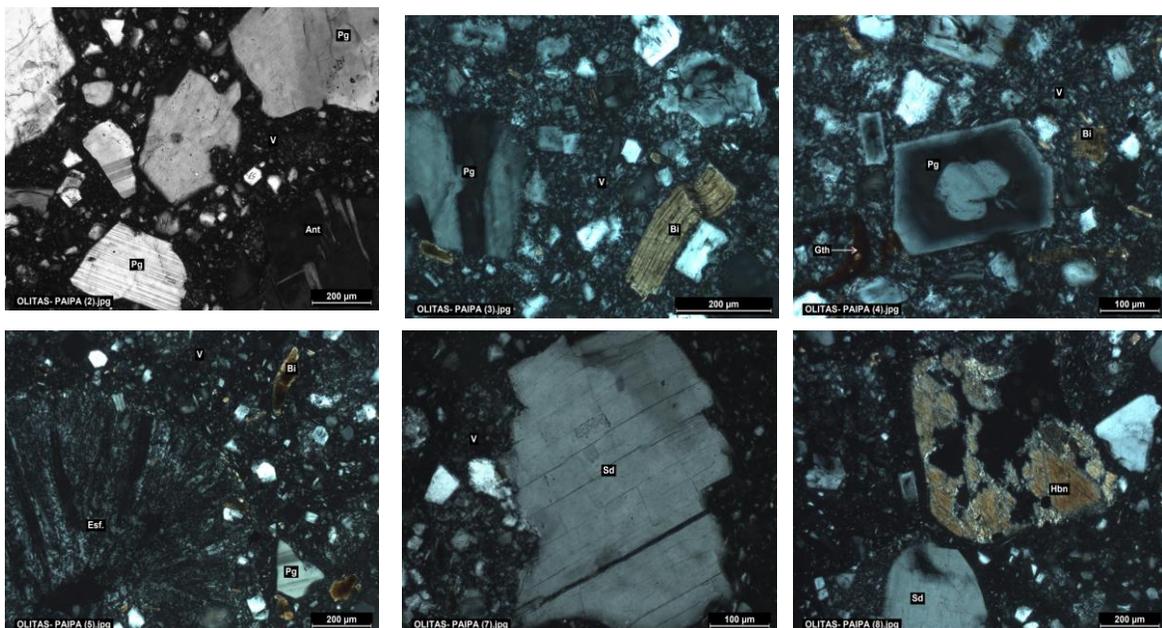
#### 3.1. ANÁLISIS PETROGRÁFICO

El análisis petrográfico se hizo mediante un análisis de sección delgada, en el laboratorio de petrografía de la UPTC Facultad seccional Sogamoso, en el cual se utilizaron tres muestras tamaño puño que se tomaron cada 10 m, debido a la heterogeneidad de las muestras, para su posterior homogenización, elaboración y análisis de la sección delgada.

Dicho análisis nos permite conocer características de la roca a nivel macro y microscópico, como lo son el tamaño de grano y composición mineralógica (ver Fotografía 1).

Puzolana; nombre comercial a grupo de rocas con funciones hidráulicas, aditivo al cemento (Diatomita, Traquita, Andesita, Riolita, etc). Roca de tipo ígneo efusivo con textura Porfiro Afanítico, con avanzado grado de meteorización. Compuesto de Feldespato, Mica y Vidrio.

Fotografía 1. Detalle a nivel microscópico de la muestra.



Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 5. Nomenclatura de los minerales presentes en la muestra.

<b>Mineral</b>	<b>Símbolo</b>
Plagioclasa	Pg
Anortoclasa	Ant
Vidrio	V
Biotita	Bi
Goetita	Ght
Esferiolita	Esf
Sandina	Sd
Horblenda	Hbn

Fuente. Datos del proyecto.

**Observaciones.** La **Plagioclasa** se presenta en cristales de tamaños variados hasta milímetro y medio. Se presenta con maclas porsintéticas y sonadas. Es común encontrar formas ehedrales tanto en tamaños finos como grandes, algunas presentan fragmentos con reducción de tamaños. No hay alteración.

La **Sandina** se presenta en cristales anedrales (forma definida) con buena exfoliación, en tamaños variados hasta medio milímetro. No presenta alteración.

La **Biotita** presenta forma tabular, de color café y con buena exfoliación. Tamaños finos hasta 400 micras. Presenta leve oxidación.

La **Anortoclasa** se presenta en cristales de forma subradical con tamaños variables hasta 1,3 milímetros. No presenta signos de alteración.

El Vidrio presenta marcas de desvitrificación con generación de micro cristales y esferolitos de fesdaelpato.

Cuadro 6. Composición mineralógica de la muestra.

<b>Mineral</b>	<b>Porcentaje (%)</b>	<b>Forma</b>
Plagioclasa	77	Ehedrales
Anortoclasa	8	Subradical
Biotita	5	Tabular
Sandina	10	Anedrales
Horblenda, Moscovita, Esfena, Opacos	Traza	

Fuente. Datos del proyecto.

**Clasificación petrográfica:** Roca ígnea efusiva.

**Nombre de la roca:** Andesita Porfírica

### 3.2. ANÁLISIS QUÍMICO

Se realizó el análisis químico (Composición química y carácter puzolánico) en el cual se evalúa:

Porcentaje de SiO<sub>2</sub>, Al, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO, SO<sub>4</sub>, RI (Residuo Insoluble) y pérdidas en fuero, concluyendo que la puzolana se puede utilizar como aditivo en la producción de Cemento.<sup>9</sup>

La eficiencia está por encima del 75% referido la muestra de referencia. La puzolana se puede utilizar como aditivo en la producción de Cemento.

Cuadro 7. Análisis químico.

ÓXIDOS	MUESTRA		
	1	2	3
% SiO <sub>2</sub>	94,46	93,24	95,68
% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,70	0,93	0,96
%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,72	1,19	0,74
%CaO	0,00	0,00	0,00
%MgO	0,00	0,00	0,00
%SO <sub>3</sub>	1,28	1,21	1,32
%RI	83,40	84,05	85,63
%PF	3,63	3,12	2,97
%HT	10,35	9,45	10,74

Fuente. EIA Título Minero L 0764-15.

### 3.3. PROPIEDADES FÍSICO – MECÁNICAS

**3.3.1. Tipo de muestreo.** Para garantizar la representatividad se tomaron las muestras en tres puntos diferentes del domo en el sector de olitas en la vereda quebrada Honda, del cual se obtuvieron 4 bloques y 21 muestras tamaño puño.

<sup>9</sup> RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Estudio de Impacto Ambiental. Op. cit. P. 21.

El muestreo se llevó a cabo con cierta dificultad, debido a la baja dureza del material y a su característico comportamiento tipo suelo fuera de la matriz rocosa, además se hicieron trincheras con una profundidad de 2 m aproximadamente, para la extracción de bloques de tamaño mediano 45 x 50 cm de forma irregular, debido a las propiedades de la misma roca (ver Fotografía 2).

Fotografía 2. Muestreo.



Fuente. Datos del proyecto.

**3.3.2. Propiedades físicas.** La determinación de las propiedades físicas de las rocas adquiere su importancia puesto que ellas explican en muy buena medida las características de resistencia, deformabilidad y permeabilidad, las cuales a su vez son importantes desde el punto de vista geotécnico ya que permiten determinar el grado de estabilidad de las obras construidas en o con estos materiales.<sup>10</sup>

Para llevar a cabo el ensayo de propiedades físicas se hizo con base a las normas ASTM D 2216-98. Se utilizaron 21 muestras tamaño puño para el análisis

---

<sup>10</sup> CORREA, Álvaro. *Principios básicos de ingeniería de rocas con aplicación a rocas colombianas*. Trabajo de investigación. Universidad Nacional de Colombia. 2009. Cap. 3. P 59.

correspondiente, las cuales se impermeabilizaron con el fin de conservar las propiedades originales de la roca (ver anexo C).

Fotografía 3. Muestras tamaño puño.



Fuente. Datos del proyecto.

Se determinan las propiedades más relevantes del macizo, y se establece que el macizo tiene una saturación en promedio del 44,01% y una porosidad del 32,89%, factores que pueden de alguna forma afectar la resistencia del macizo (ver Cuadro 8).

Cuadro 8. Resumen resultados ensayo de propiedades físicas.

<b>MUESTRA</b>		<b>M01</b>	<b>M02</b>	<b>M03</b>	<b>PROMEDIO</b>
Densidad seca de la muestra	$\rho_d(\text{g/cm}^3)$	2,10	2,14	2,15	2,13
Densidad saturada de la muestra	$\rho_{\text{sat}}(\text{g/cm}^3)$	2,43	2,44	2,50	2,46
Porcentaje de humedad	$\omega \%$	7,68	5,77	6,14	6,53
Porcentaje de saturación	<b>S %</b>	49,75	42,64	39,64	44,01
Porosidad	<b>n %</b>	32,92	30,26	35,50	32,89
Relación de vacíos	<b>e</b>	0,25	0,18	0,22	0,22
Densidad total	$\gamma \text{ (KN/m}^3)$	22,29	23,3	22,49	22,69
Densidad seca	$\gamma_d \text{ (KN/m}^3)$	22,29	21,09	21,19	21,00
Densidad saturada	$\gamma_{\text{sat}} \text{ (KN/m}^3)$	23,98	24,07	24,69	24,25

Fuente. Datos del proyecto

**3.3.3. Granulometría.** El análisis granulométrico se hace con el objetivo de conocer la distribución por tamaño de grano del material, que a su vez nos permite clasificar el suelo mediante el sistema AASHTO o USCS. (Ver anexo D)

El resultado del análisis del laboratorio se observa en el Cuadro 9, con base en dicho análisis, se hizo la clasificación del suelo según el sistema unificado USCS, teniendo en cuenta que el porcentaje que pasa el tamiz 200 es del 30,85% determinando el suelo como arenas limosas mezcladas de arena y limo no plásticas, SM (ver Anexo E ).

Cuadro 9. Resultado análisis granulométrico.

TAMIZ	DIÁMETRO (mm)	W RETENIDO (g)	% RETENIDO	% RETENIDO Acumulado.	% QUE PASA
10	2	19,70	<b>4,508%</b>	<b>4,508%</b>	<b>95,492%</b>
20	0,85	69,60	<b>15,927%</b>	<b>20,435%</b>	<b>79,565%</b>
40	0,425	74,40	<b>17,025%</b>	<b>37,460%</b>	<b>62,540%</b>
60	0,25	29,90	<b>6,842%</b>	<b>44,302%</b>	<b>55,698%</b>
100	0,15	37,70	<b>8,627%</b>	<b>52,929%</b>	<b>47,071%</b>
200	0,075	70,90	<b>16,224%</b>	<b>69,153%</b>	<b>30,847%</b>
<b>Fondo</b>		134,80	<b>30,847%</b>	<b>100,0%</b>	<b>0,000%</b>
<b>TOTAL</b>		437,00	<b>100,000%</b>		

Fuente. Datos del proyecto.

**3.3.4. Angulo de reposo.** Se denomina ángulo de reposo al ángulo máximo con que un montículo de material se mantiene estable sin que se produzca una falla por deslizamiento, ya que este determina el ángulo natural del talud (ver fotografía 4). Se determinó que el ángulo de reposo del material en estudio es en promedio de 51,14°.

Cuadro 10. Determinación del ángulo de reposo promedio.

Muestra	Tamiz #	X (cm)	Y (cm)	tang <sup>º</sup>	Angulo de Reposo
M01	4	6,2	9,4	1,52	56,65
	10	10,15	6,5	0,64	32,61
	20	7,55	11,89	1,57	57,50
	40	6,42	8,18	1,27	51,78
	200	6,33	8,5	1,34	53,26
	Fondo	4,21	6,04	1,43	55,03
				<b>PROMEDIO</b>	<b>51,14</b>

Fuente. Datos del proyecto

Fotografía 4. Angulo de reposo.



Fuente. Datos del proyecto

Las propiedades mecánicas son de gran importancia ya que arrojan parámetros que permiten hacer el diseño minero y calcular la estabilidad de este. Además de que se puede tratar de predecir el comportamiento del macizo en determinadas condiciones, y su reacción ante agentes meteorizantes.

**3.3.5. Durabilidad y desleimiento.** Este ensayo se utiliza para estimar el grado de alteración del material cuando entra en contacto con la atmosfera.

Fotografía 5. Ensayo de durabilidad y desleimiento.



Fuente. Datos del proyecto

El ensayo se realiza de acuerdo al método sugerido por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas, método recomendado para la determinación del índice de durabilidad por desleimiento (ISRM 2007), tomando una cantidad promedio de 500

g aproximadamente, y sometiéndolos a dos ciclos según lo indica la norma (ver fotografía 5).

Como resultado se obtuvo un porcentaje de durabilidad del 1,925% y 98,07% de porcentaje de desleimiento (ver anexo F).

**3.3.6. Resistencia a compresión simple.** Este ensayo permite determinar la resistencia uniaxial de la roca, al igual que sus propiedades elásticas (ver fotografía 6). Se realizó el ensayo a 6 probetas prismáticas, ya que fue imposible taladrar el bloque por su tendencia a desleírse con el agua y su baja dureza.

Como resultados se obtuvieron datos de resistencia a la compresión muy bajos (0,05 – 0,28 MPa), por lo que no se pueden utilizar estos parámetros para hacer el diseño minero (ver anexo G), y se recomienda hacer un ensayo de penetración estándar para conocer la resistencia del macizo in situ.

Fotografía 6. Ensayo de resistencia a la compresión simple.



Fuente. Datos del proyecto

**3.3.7. Corte directo.** Este ensayo determina la resistencia al corte de una muestra de suelo, sometida previamente a un proceso de compactación, cuando se le aplica un esfuerzo de cizalladura o corte directo mientras se permite un drenaje completo de ella (ver fotografía 7)

El ensayo se lleva a cabo deformando una muestra a velocidad controlada, cerca de un plano de cizalladura determinado por la configuración del aparato de cizalladura.

En este caso particular se fallaron cuatro muestras, cada una bajo una carga normal diferente para determinar su efecto sobre la resistencia al corte y al desplazamiento y las propiedades de resistencia a partir de las envolventes de resistencia de Mohr. Como resultado se determinó que el material posee una cohesión de  $2,02 \text{ Kg/cm}^2$  y un ángulo de fricción interna de  $21,8^\circ$  (ver anexo H)

Fotografía 7. Ensayo de corte directo.



Fuente. Datos del proyecto

**3.3.8. Ensayo SPT. El S.P.T.** (Standard Penetration Test) es un ensayo insitu que consiste básicamente en contar el número de golpes (N) que se necesitan para introducir dentro un estrato de suelo, un toma-muestras (cuchara partida) de 30 cm. de largo, a diferentes profundidades (generalmente con variación de metro en metro).

Entonces el parámetro medido será:  $N = N_1 + N_2$ , en donde  $N_1$  corresponde a el número de golpes necesarios para hundir él toma-muestras 15 cm. y  $N_2$  es en

número de golpes que se necesita para hundir los 15 cm. restantes del toma-muestras.

Este ensayo se debe realizar máximo hasta los 50 golpes, ya que, después de este límite, introducir el equipo de perforación dentro del estrato puede causar daños al mismo.

Cuando tenemos este caso, se dice que existe RECHAZO (roca o suelo muy bueno).<sup>11</sup> En este caso se realiza el ensayo de SPT en el área de estudio, en puzolana, que es el mineral de interés (ver Figura 2).

Se hizo un apique de 1,20 m de profundidad, donde se introdujo el equipo, inicialmente con el tubo shelby se presentó rechazo, luego con la cuchara partida descendió 15 cm después de recibir 66 golpes, y finalmente descendió unos 3 cm adicionales al recibir 81 golpes.

Figura 2. Ensayo SPT en el área de estudio.



Fuente. Datos del proyecto.

<sup>11</sup> TERZAGHI K., PECK R. (Versión española O. Moretto), 'Mecánica de suelos en la Ingeniería practica', segunda edición, abril 1973.

Con base en los datos obtenidos en campo del SPT, se realizaron las respectivas correcciones, teniendo en cuenta que el peso específico del material es 2,26 ton/m<sup>3</sup>. Se determinó que el material es denso, dado que tiene un grado de compacidad de 0,7 clasificado como SM una arena limosa no plástica (ver Anexo E).

Cuadro 11. Correcciones y resultados del ensayo SPT.

Prof (m)	N	Σv	Liao and whitman		Seed (1979)		Ncorr prom	Gc	Rp kg/cm2	σ adm kg/cm2
			CN	N60	CN	N60				
1,35	66	3,05	0,57	37,79	0,63	41,5	39,64	0,70	158,57	3,96

Fuente. Datos del proyecto.

Por lo anteriormente mencionado, se puede decir que se presentó rechazo y que se está trabajando sobre un material de buenas condiciones, sin embargo para efectos de diseño se calcula el ángulo de fricción interna mediante la correlación planteada por Hatanaka y Uchida<sup>12</sup>, teniendo en cuenta el número de golpes corregido anteriormente.

$$\phi = \sqrt{20N_{corr}} + 20$$

$$\phi = \sqrt{20 * 39} + 20$$

$$\phi = 27.92 + 20$$

$$\phi = 48$$

El ángulo de fricción interna calculado mediante la correlación anterior es de 48°, sin embargo teniendo en cuenta el efecto negativo del agua sobre la resistencia del material, y para efectos de diseño se trabaja un ángulo de 45°.

<sup>12</sup>ESPITIA, Jairo Martin. Apuntes de clase Geotecnia. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Sogamoso. 2011.

## 4. DISEÑO MINERO

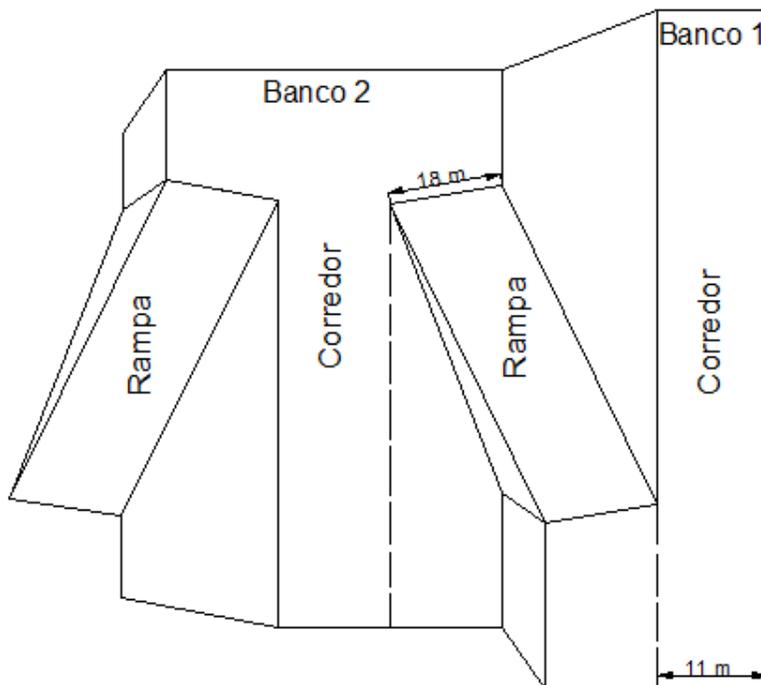
### 4.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El diseño de la cantera se hizo mediante la utilización del software Surpac 6.2.2. El método de explotación es conocido como terrazas, que comúnmente se aplica a ytos en las laderas de las montañas ya que permite un escalonamiento por banqueo descendente hasta el valle con una reducción de los problemas de estabilidad del talud. (ver plano 5).

La explotación se debe realizar en forma descendente, conformando bancos de acuerdo a las dimensiones establecidas según el diseño, el ancho debe ser suficiente para que el equipo de carga y el de transporte puedan laborar libremente, en este caso se trabajara un ancho de 11 m (ver Figura 3).

No se trabaja un banco único, por cuestiones de estabilidad, ya que los bancos múltiples garantizan una mayor seguridad en la labor de explotación, tanto para los equipos como para los empleados.

Figura 3. Explotación por bancos descendentes.



Fuente. Resultados del proyecto.

De esta forma se empieza la explotación en la cota 2722, descendiendo cada 6 m, y manteniendo siempre la geometría del banco. Los bancos están conectados unos a otros por medio de rampas y se debe realizar cunetas para el manejo de las aguas lluvias o freáticas.

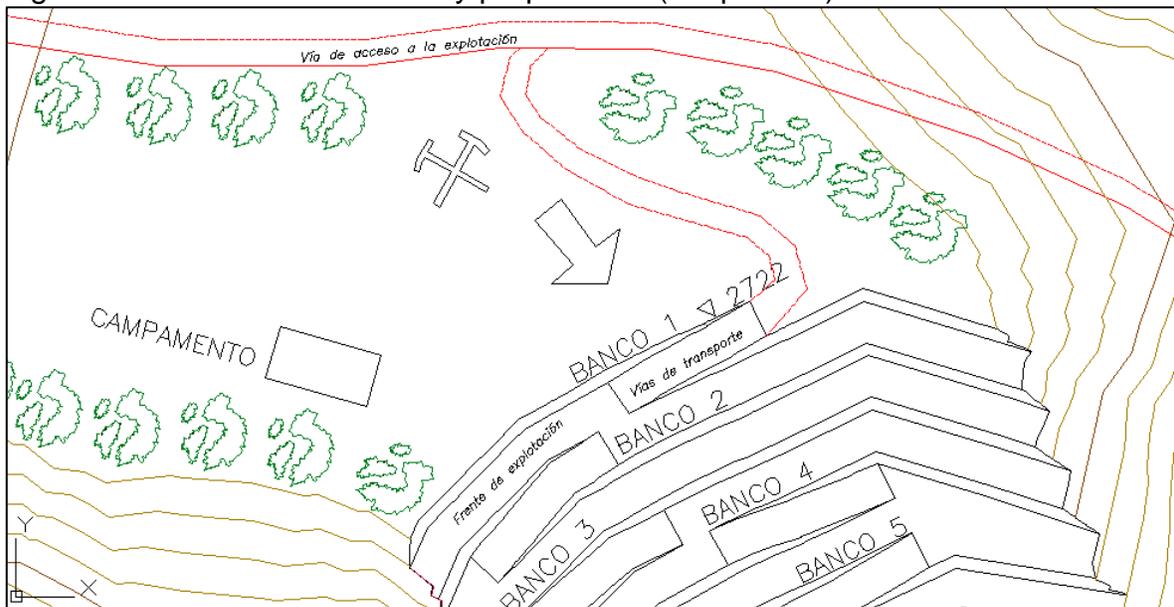
En la parte más baja de la mina se construye un sumidero, cuya función principal es recoger todas las aguas provenientes de los bancos de explotación con el fin de poderlas evacuar por medio de bombas a un sitio fuera del área de explotación.

## 4.2. LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

Es necesario comenzar por adecuar las vías de acceso existentes ya que comunican el frente de explotación y permiten el transporte de material, hacia el patio de acopio. En el área de interés se encuentra un camino o sendero que permite el acceso a la cota 2722, que es donde se pretende iniciar la explotación de tal forma que se planea la ampliación de dicho camino para poder acceder a las labores, e iniciar la explotación del banco No 1 (ver Figura 4).

En el caso de minería a cielo abierto, se realiza inicialmente un trabajo de descapote (extracción de capa vegetal) y posteriormente se inicia la explotación del primer banco de tal forma que se conserven las dimensiones del diseño, para luego iniciar con las vías de transporte (rampas) que comuniquen con el siguiente banco.

Figura 4. Labores de desarrollo y preparación (ver plano 5).



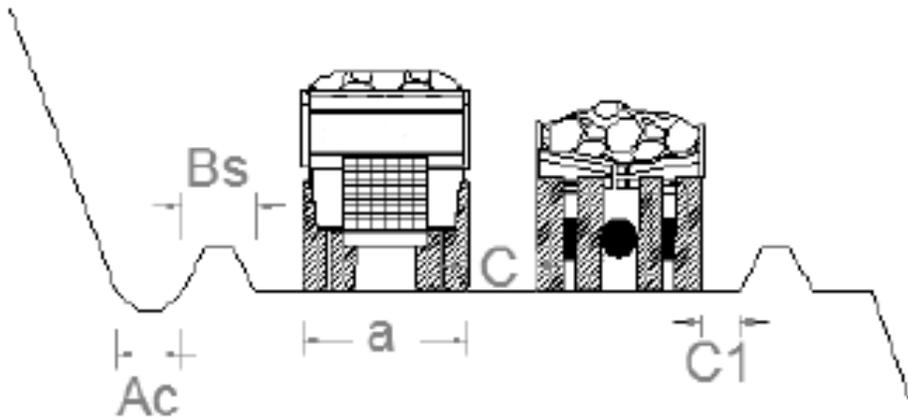
Fuente. Resultados del proyecto.

Estas vías son las que comunican los frentes de explotación con el patio de depósito, pueden ser transitorias o permanentes, y deben tener en cuenta una serie de aspectos técnicos de tal forma que se garantice la seguridad tanto para la maquinaria, como para el personal.

Los parámetros a tener en cuenta en el diseño de vías, son los siguientes:

**4.2.1. Ancho.** Su valor se determina gracias a las dimensiones del equipo de transporte de material, las cunetas y bermas a implementar.

Figura 5. Ancho de las vías de desarrollo.



Fuente. Diseño del método de explotación para la cantera santa Cecilia<sup>13</sup>

$$A = 2a + c + 2c1 + Ac + 2Bs$$

Dónde:

A: Ancho del banco

a: Ancho del vehículo 2,5 m

C: Distancia de seguridad entre vehículos 1 m

C1: Distancia de seguridad entre el vehículo y la berma 0,75 m

Ac: Ancho de cuneta 0,5 m

Bs: Ancho de berma de seguridad 1,5m

<sup>13</sup> PÉREZ, Nicolás y TORRES, Edelber. Diseño del método de explotación para la cantera santa Cecilia localizada en el municipio de Nobsa (Boyacá), aplicativo gemcom surpac. Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia. Sogamoso. 2012.

Remplazando:

$$A = 2 (2,5) + 1 + 2 (0,75) + 0,5 + 2 (1,5)$$

$$A = 11 \text{ m}$$

**4.2.2. Pendiente.** Es la inclinación del terreno respecto al plano horizontal. La pendiente recomendada para la construcción de rampas es del 8%.<sup>14</sup>

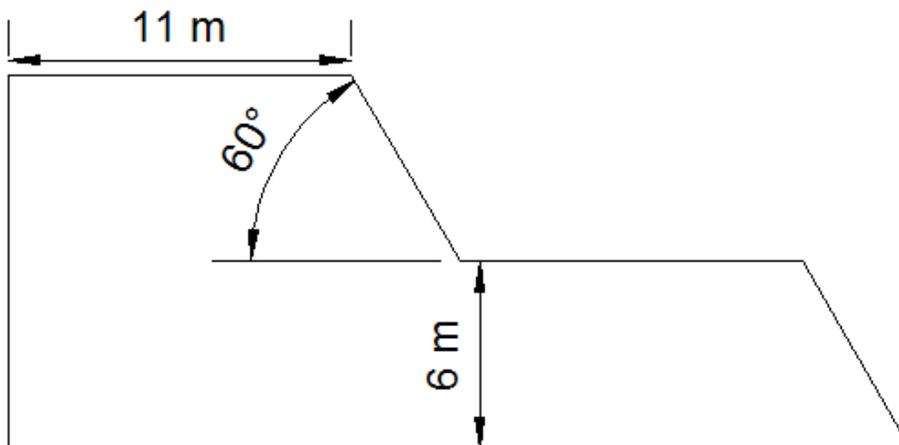
**4.2.3. Bermas.** Toda vía elevada debe estar provista de bermas, para evitar la caída de vehículos que circulan por estas a niveles inferiores en caso de pérdida o deslizamiento del vehículo. En este caso particular se recomienda manejar ancho de bermas de 1,5 m.

**4.2.4. Drenajes de las vías de acarreo (cuneta).** Toda vía debe tener su drenaje bien definido, con el fin de recoger al máximo la cantidad de agua y evacuarla de forma rápida, el ancho de cuneta sugerido es de 0,5 m.

### 4.3. DISEÑO DE BANCOS

En el diseño de bancos es importante tener en cuenta las propiedades del material, morfología del relieve y maquinaria a utilizar, debido a que condicionan el diseño y sus respectivas dimensiones. Sin embargo, un parámetro importante en el dimensionamiento de los bancos, es el factor de seguridad ya que se debe garantizar la estabilidad del talud.

Figura 6. Geometría de los bancos de explotación (ver plano 5).



Fuente. Datos del proyecto

<sup>14</sup> Diseño de vías y rampas en minería a cielo abierto.

Teniendo en cuenta lo anteriormente mencionado, las dimensiones propuestas para los bancos a explotar son, 6 m de altura, 11 m de ancho de banco y un ángulo de talud de 60° (Ver Figura 7).

#### **4.4. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD**

En ingeniería es común definir la estabilidad de un talud, con respecto al factor de seguridad (FS), considerado como uno de los parámetros más importantes en el diseño de la explotación ya que está directamente relacionado con las características del material.

Este se obtiene de un análisis matemático mediante la utilización de diferentes softwares disponibles en el mercado hoy en día.

El modelo debe tener en cuenta los factores que puedan afectar la estabilidad de la labor, esto incluye, geometría del talud, cargas dinámicas por acción de sismos, flujo de agua y nivel freático, propiedades del material, y cargas externas.

Dicho modelo permite determinar un factor de seguridad asumiendo una superficie probable de falla, lo que se convierte en una herramienta que permite tomar decisiones útiles con respecto a la obra.

Con base a lo anterior, se hizo el análisis de la estabilidad del talud, utilizando el software Slide, que puede analizar la estabilidad ya sea de superficies de desplazamiento circular o no circular, en suelo o roca, teniendo en cuenta sus características, como lo son, peso específico, ángulo de fricción interna y/o cohesión (ver anexo J).

Mediante la utilización del software Slide de rocscience, se hizo el modelo, con el método de Spencer, que es uno de los métodos más precisos, representando diferentes situaciones.

Los datos base que se ingresaron se observan en la Figura 7. El cálculo del FS se realiza mediante métodos de equilibrio límite, más exactamente el método de dovelas que define una superficie de falla circular.

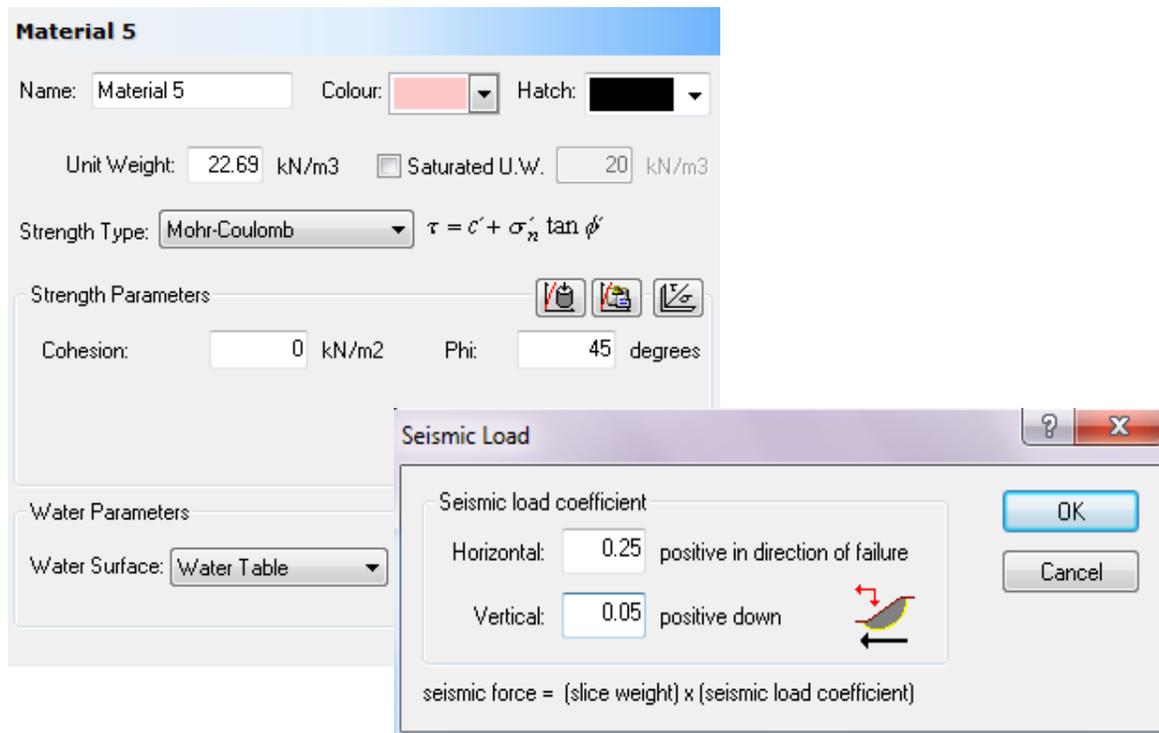
También se tuvo en cuenta que el área de estudio es una zona de amenaza sísmica alta<sup>15</sup>, ya que Paipa presenta una Aa de 0,25 según el mapa de zonificación sísmica de Colombia, lo que indica que se esperan temblores muy fuertes con valores de aceleración pico efectiva mayores a 0,2g (ver Anexo I).

---

<sup>15</sup> INGEOMINAS. Mapa de zonificación sísmica y valores de Aa. 1999.

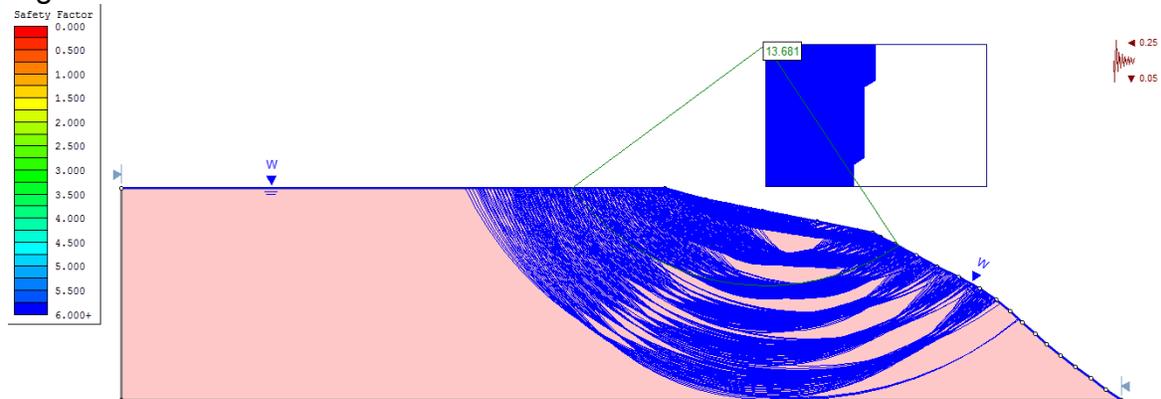
Inicialmente se hizo el análisis de estabilidad del talud Natural en condiciones críticas, teniendo en cuenta las características del material como lo son peso específico y ángulo de fricción interna, y suponiendo un nivel freático a tope (ver Figura 8).

Figura 7. Datos ingresados en el software Slide.



Fuente. Datos del proyecto

Figura 8. Análisis de estabilidad de Talud Natural en condiciones críticas.

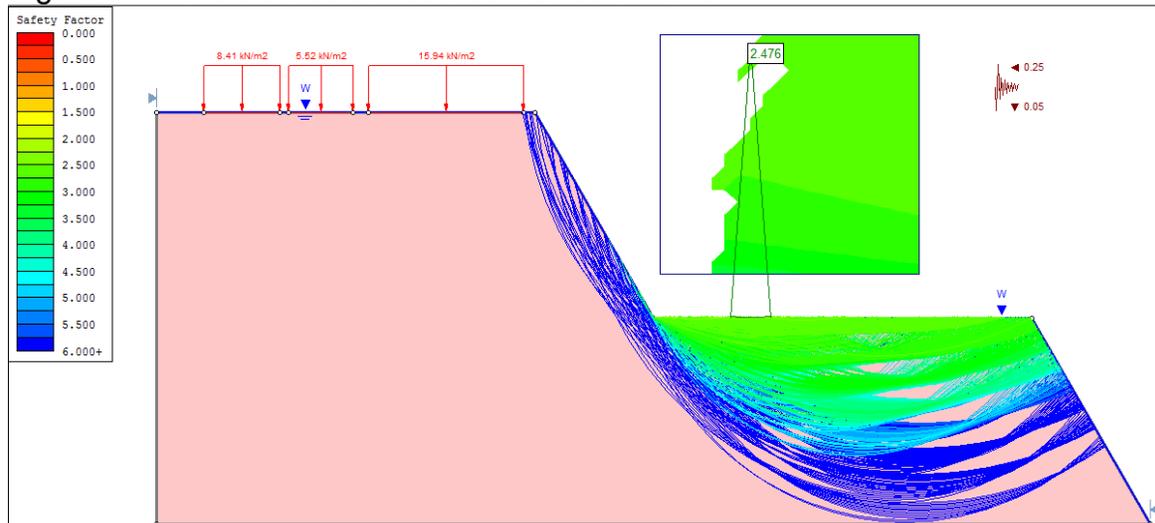


Fuente. Resultados del proyecto.

De dicho análisis se obtuvo un factor de seguridad de 13,681 en condiciones críticas, lo que nos indica que el talud natural se encuentra estable en las condiciones actuales.

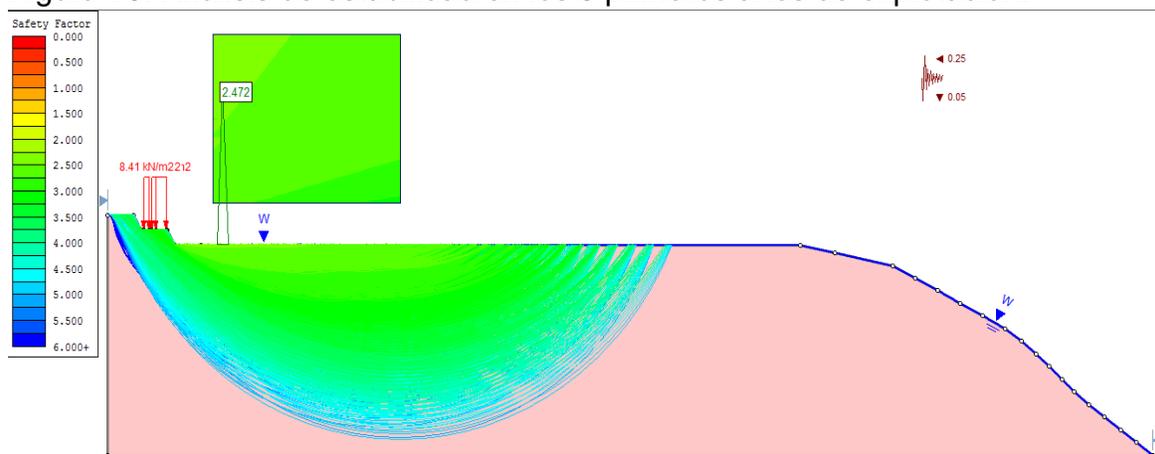
Con base a lo anteriormente mencionado, se realizó el análisis de estabilidad del talud, tanto en el banco unitario con las dimensiones propuestas, el modelo correspondiente a los primeros 5 años de explotación y el talud final, en condiciones críticas, suponiendo el nivel freático más alto (ver Figura 9, 10 y 11).

Figura 9. Análisis de estabilidad del banco unitario.



Fuente. Resultados del proyecto.

Figura 10. Análisis de estabilidad en los 5 primeros años de explotación.



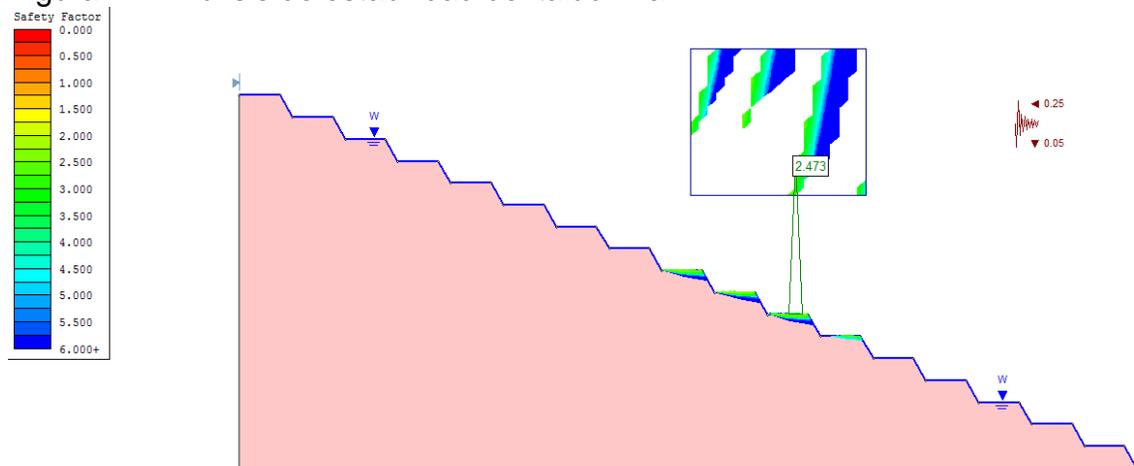
Fuente. Resultados del proyecto.

Como resultado se observó un factor de seguridad de 2,476 para el banco unitario, 2,472 para el análisis de los primeros 5 años de explotación y de 2,743 para el talud final.

En el análisis del banco unitario y el de los primeros cinco años de explotación se tuvo en cuenta la fuerza que representa el peso de la maquinaria a utilizar que corresponden a:

Excavadora 320D (21,57 Ton) -- 15.94 KN/m<sup>2</sup>  
Cargador 907H2 (5,810 Ton) -- 5.52 KN/m<sup>2</sup>  
Volqueta 4X4 (11,055 Ton) -- 8.41 KN/m<sup>2</sup>

Figura 11. Análisis de estabilidad del talud final.



Fuente. Resultados del proyecto.

#### 4.5. SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN

Se debe iniciar con la adecuación de las vías de acceso existentes, de tal forma que se facilite el transporte de la maquinaria hacia los frentes de explotación. Luego se procede al desmonte y remoción de la capa vegetal.

Finalizada esta operación, se da inicio a las labores de desarrollo mediante rampas y terrazas (corredores), desarrollando los bancos desde la parte más alta, descendiendo paulatinamente y arrancando el mineral en tajadas horizontales, preparando el talud con las dimensiones planteadas para garantizar la estabilidad de este. La explotación se inicia en la cota 2722.

La secuencia de explotación se hizo mediante la cubicación de las reservas, para el primer, tercer y quinto año de explotación (ver plano 6, 7 y 8).

## 4.6. MANEJO DE ESTÉRIL Y CAPA VEGETAL

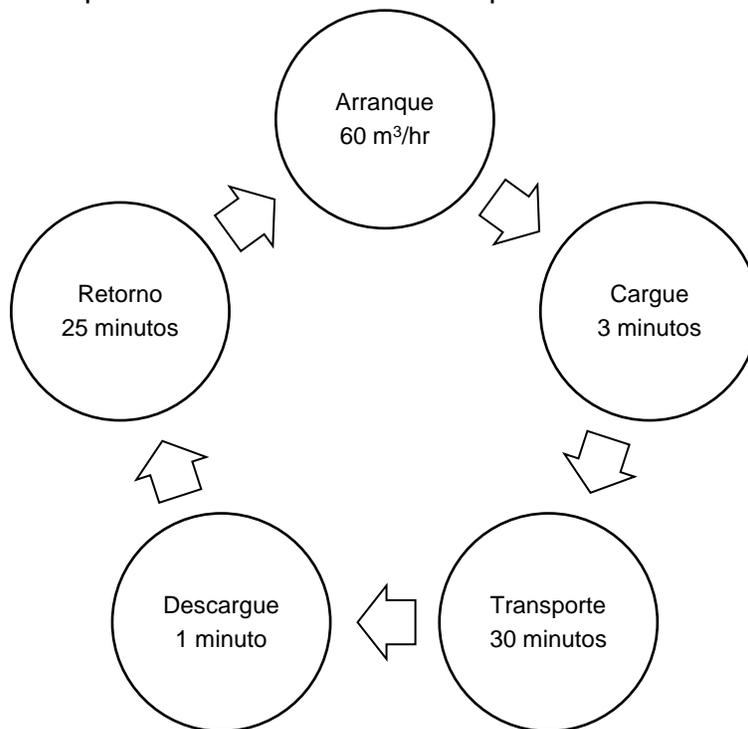
**4.6.1. Desmante.** Consiste en la remoción de la capa vegetal que recubre al yacimiento. En la zona de estudio la capa vegetal presenta un espesor promedio de 15 cm, la cual es removida mecánicamente por la retroexcavadora y posteriormente transportada hacia una zona especialmente destinada para la disposición de esta, llamada escombrera, que corresponde a un área de aproximadamente 5.780 m<sup>2</sup> (ver Plano 5).

**4.6.2. Descapote.** El descapote es la operación que comprende la separación del material estéril y el mineral. En este caso se llamaría estéril únicamente a la capa vegetal removida ya que no se encuentra ningún material adicional al de interés, por lo que se tiene una relación de descapote de 0,06 m<sup>3</sup>/ ton.

## 4.7. ANÁLISIS DE OPERACIONES MINERAS CON MAQUINARIA

El ciclo de las operaciones mineras en la explotación está determinado por el tiempo en cada una de las operaciones como lo son arranque, cargue y transporte, el cual varía según el rendimiento de la maquinaria.

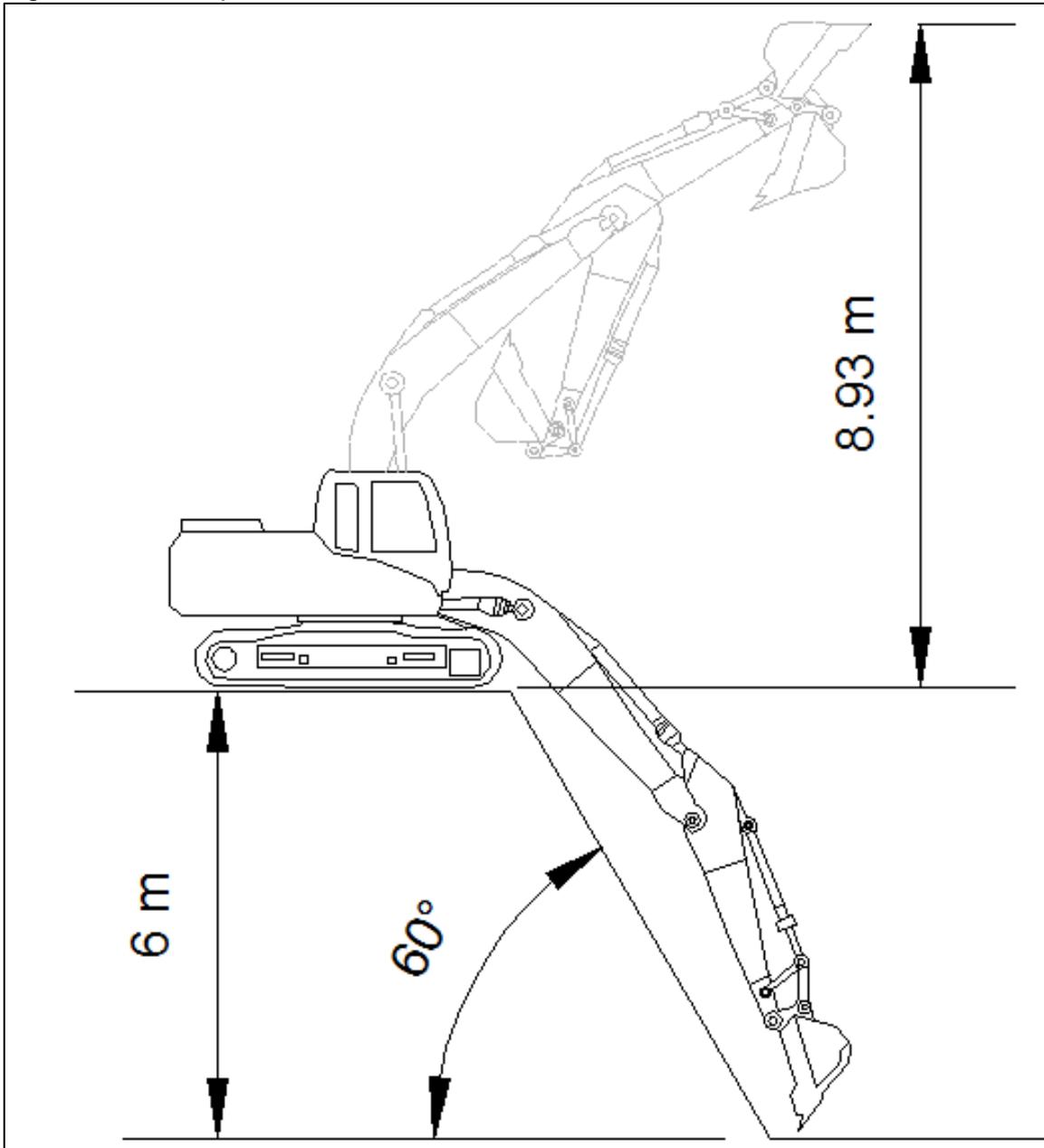
Figura 12. Ciclo de operaciones unitarias en la explotación minera.



Fuente. Datos del proyecto.

**4.7.1. Arranque y Cargue.** El arranque se realiza de manera directa para lo cual se utiliza una excavadora 320D, (ver Figura 13), que tiene un rendimiento de 60 m<sup>3</sup>/hr, y cuenta con un balde de capacidad de 0,9 m<sup>3</sup>. Sus características geométricas cumplen con la altura del banco diseñado, ya que su profundidad máxima de excavación es de 6 m, realizando el desprendimiento y disgregación del material para luego cargarlo a las volquetas.

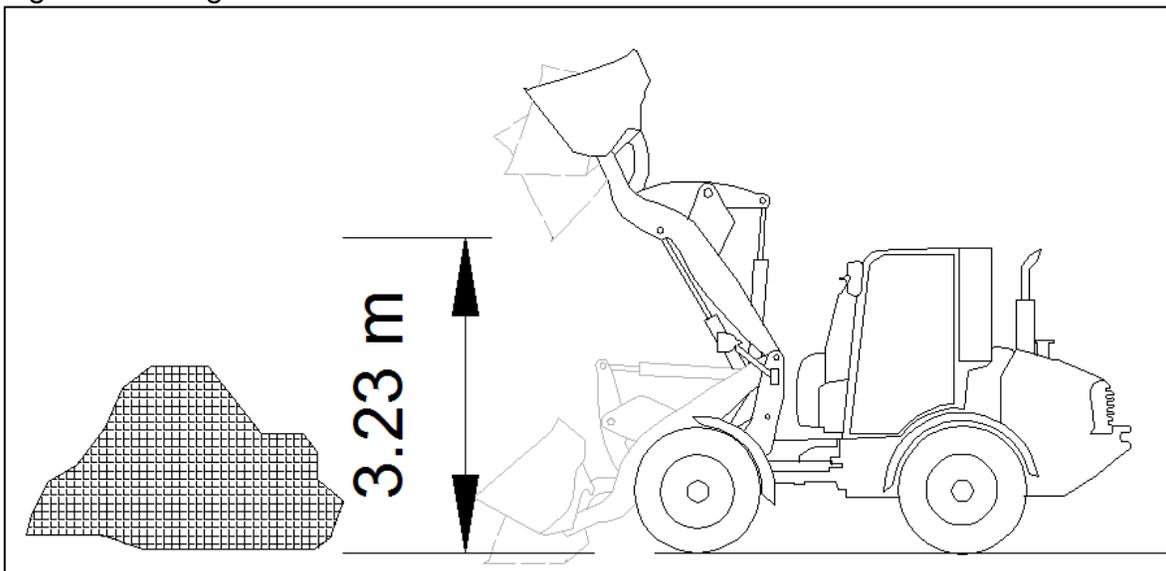
Figura 13. Arranque con excavadora 312D



Fuente. Datos del proyecto.

Para el cargue se usara un cargador Caterpillar 907H2 con un cucharon de 1m<sup>3</sup> de capacidad, que cargara el material acumulado en montículos en el frente de arranque (ver Figura 14).

Figura 14. Cargador 907 H2



Fuente. Datos del proyecto.

**4.7.2. Transporte.** Esta labor se realizara de forma mecánica por medio de volquetas de 5,72 m<sup>3</sup> de capacidad, que corresponden a 13 ton de puzolana aproximadamente, las cuales se transportarán desde el frente de explotación hasta el patio de acopio, ubicado a 20 km de la vía, donde se almacenara el material para su posterior comercialización; o dependiendo de los requerimientos se transportara de forma directa hasta el lugar que lo demande.

**4.7.3. Producción.** El avance se iniciara con el banco No 1 (ver plano 5), se pretende iniciar con una producción de 3000 t el primer mes, 5000 t el segundo, y posteriormente de 10.000 t/mes.

La vida útil del proyecto depende directamente de la producción que se establezca, la explotación se lleva a cabo de forma lateral en sentido SE, en la cota 2722 m.s.n.m., siendo la explotación de forma descendente hasta el banco No 16, los cuales tienen reservas (4'247.850 de TM) para la ejecución del proyecto durante 35 años, aproximadamente (ver anexo J).

Para cumplir con la producción de 10.000 t/mes se requiere una extracción de 417 ton/día, trabajando 24 días al mes. Para esto se necesita contar con el personal requerido, como lo es el supervisor de la mina y los operarios de la excavadora y

cargador, y 4 volquetas, de tal forma que se realicen 4 viajes/hr, en los que se transportaran 13 t de material por c/u.

Para lograr los objetivos planteados se trabajara por turnos de 9 horas de lunes a viernes y media jornada el día sábado como se observa en el siguiente cuadro.

Cuadro 12. Turnos de trabajo.

TURNO	HORA
Lunes – Viernes	7:00 am – 12:00 pm
	1:00 pm – 5:00 pm
Sábados	8:00 am - 12 pm

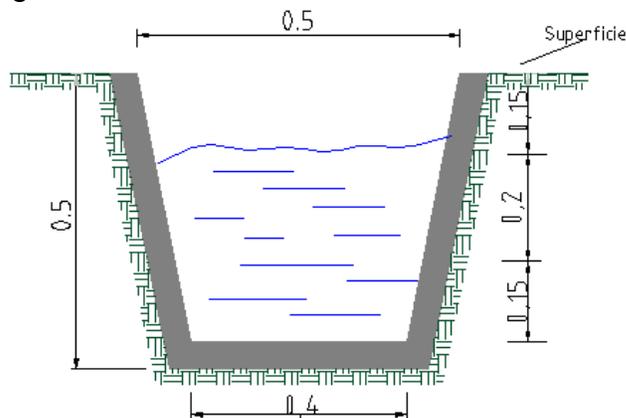
Fuente. Resultados del proyecto

#### 4.8. SERVICIOS A LA MINA

**4.8.1. Energía.** En el proyecto no se desarrollan actividades de beneficio y/o trituración, así que no se requiere un gran consumo de energía, sin embargo en el campamento se proyecta un consumo aproximadamente de 150 kw por mes.

**4.8.2. Desagüe.** Para el control del curso de aguas lluvia se proyecta la implementación de cunetas, de 0,5 m de alto por 0,5 de ancho, y una base menor de 0,4 m; se adecua en forma paralela a las vías de desarrollo (ver Figura 15). Dicha cuneta conducirá el agua al sedimentador que recolectara el agua de cada uno de los bancos y la conducirá al pozo de sedimentación en la parte más baja de la mina.

Figura 15. Dimensionamiento de cuneta



Fuente. Datos del proyecto.

**4.8.3. Seguridad.** Es necesario la delimitación e identificación de las diferentes áreas de trabajo, y los riesgos presentes en el desarrollo del proyecto, con el fin de informar y capacitar al personal ante una eventualidad que pueda comprometer la seguridad y la salud del mismo.

**4.8.3.1. Señalización de áreas de trabajo.** Es importante señalar las diferentes áreas de trabajo, para lo cual se deben mantener de forma permanente las siguientes señales:

- Cartelera de seguridad (informativo - reglamentaria), ubicada de forma visible en la parte exterior de las oficinas y/o campamento, que contenga un modelo gráfico instructivo con recomendaciones para la seguridad y aspectos importantes acerca de la salud de los trabajadores.
- Señales de tránsito en vías de acceso y desarrollo (informativo - preventivas).
- Avisos de ubicación de los frentes de explotación y/o las respectivas labores, y los riesgos y medidas de prevención que se deban tener en cuenta para la permanencia en dichos lugares.

**4.8.3.2. Elementos de protección.** Todos los trabajadores deben contar con sus elementos de protección personal, y usarlos de forma permanente, dependiendo las actividades que se realicen.

**4.8.4. Mantenimiento.** Comprende una serie de actividades destinadas a controlar la organización en las diferentes áreas, maquinaria y equipos de la mina con el objetivo de realizar los trabajos en un ambiente laboral que cumpla con las condiciones de salubridad y seguridad. Dicho mantenimiento se enfoca en dos aspectos fundamentales.

**4.8.4.1. Mantenimiento de áreas.** Se debe realizar la limpieza del frente de explotación (ver plano 5), acomodando en una pila el material arrancado que no haya sido cargado, con el fin de mantener despejado el frente.

También se debe hacer permanente mantenimiento de las vías de transporte con el fin de prevenir el deterioro de las mismas, mediante la adecuación de pendientes longitudinales y transversales, relleno de huecos, riego y colocación de material extraído, con el fin de conservarlas en buen estado.

Además de lo anteriormente mencionado se recomienda de igual manera llevar a cabo un adecuado manejo de aguas, limpiando periódicamente las cunetas laterales y el pozo de sedimentación.

**4.8.4.2. Mantenimiento mecánico.** Evaluación oportuna de las condiciones de la maquinaria y equipos utilizados en la actividad minera, con el objetivo de evitar cualquier tipo de falla en la operación.

El mantenimiento mecánico va dirigido a la excavadora, el cargador y las volquetas, realizando una revisión mensual preventiva, por un experto.

#### **4.9. LIMITES DE LA EXPLOTACIÓN**

**4.9.1. Proyección del precio del mineral.** El precio de la tonelada de puzolana en Bocamina cuesta \$9972, este puede variar dependiendo del transporte que se le pueda dar para poner el material en planta.

**4.9.2. Reservas explotables.** Para el presente proyecto se ha desarrollado el diseño de una cantera que cuenta con 4'247.850,66 t de reservas explotables de material de interés (Puzolana), limitado espacialmente por el polígono correspondiente a la licencia de exploración L-0764-15, y el contorno del diseño de la misma (ver plano 5).

## 5. MEDIDAS DE MANEJO AMBIENTAL

Se plantean una serie de medidas con las que se pretenden mitigar los efectos negativos, producto del desarrollo de la actividad minera que se busca desarrollar con este proyecto, se recomienda tenerlas en cuenta, pero sobre todo aplicarlas de la mejor forma posible.

Las medidas se presentan exponiendo cuatro parámetros:

- Objetivo
- Impacto
- Lugar
- Acciones a desarrollar

### 5.1. ADECUACIÓN PAISAJÍSTICA

Cuadro 13. Medidas de adecuación paisajística.

<b>OBJETIVO</b>	Minimizar el impacto visual causado por la explotación.
<b>IMPACTO</b>	Cambio en la morfología original, alteración del paisaje.
<b>LUGAR</b>	Alrededores de la explotación, sector de olitas, vereda quebrada honda.
<b>ACCIONES A DESARROLLAR</b>	Adecuación de una cerca viva en la parte baja de la montaña en una extensión de 520 m, y revegetación de taludes.

Fuente. Datos del proyecto

**5.1.1. Técnicas silviculturales.** Para la plantación de las especies arbóreas y arbustivas, se tendrán en cuenta las siguientes técnicas:

- Limpiar el área donde se pretende hacer la plantación en un radio de 1 m.
- Abrir un hueco de unos 0,6 m de profundidad por 0,4 m de diámetro.
- Preparar la tierra libre de rocas y estéril.
- Mezclar la tierra con abono orgánico en una proporción de 3:1.
- Llenar el hueco con la mezcla de tierra y abono.

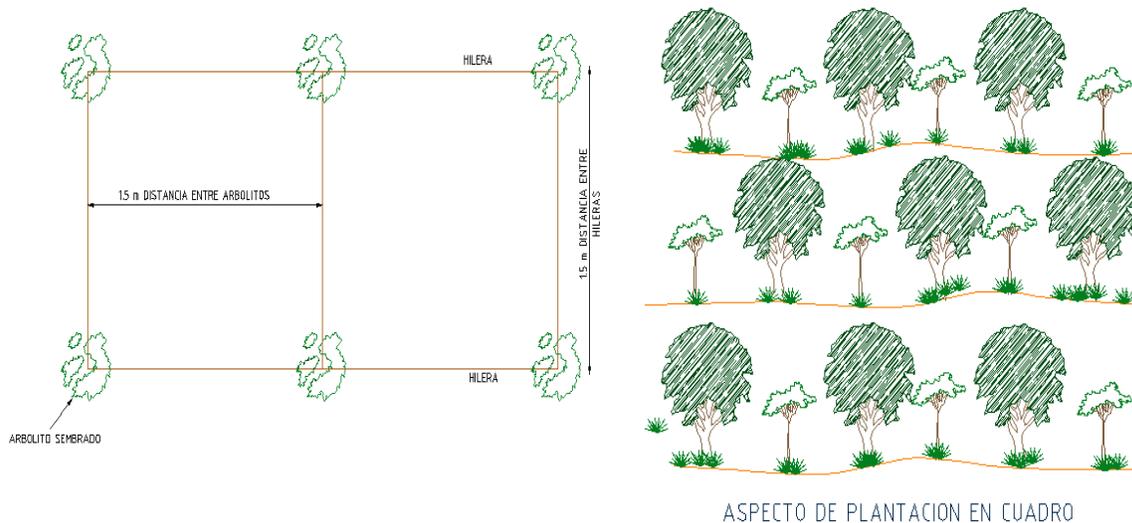
- A los ocho días abrir nuevamente un hueco del tamaño de la bolsa que contiene el árbol.
- Traspasar el árbol de la bolsa al suelo, se recomienda hacer la plantación en días poco soleados o al caer la tarde.
- Nivelar la plantación con el piso, y compactar la tierra alrededor del árbol, cuidando que este quede vertical.

Se recomienda mantener una inspección en el proceso de crecimiento del árbol, y regar este permanentemente, después de las 5 pm.

**5.1.2. Métodos de plantación.** La plantación debe realizarse inmediatamente termine la preparación del terreno y aprovechando las épocas de lluvias comprendidas a mediados del mes de marzo y mayo.

La cantidad de árboles plantados, depende directamente de la extensión del terreno, y la separación entre estos. En este caso se recomienda manejar una separación de 1.5 m entre arboles e hileras, se sembraran uno 350 árboles, a lo largo de 520 m, con el fin de establecer una cerca viva o pantalla visual.

Figura 16. Sistema de siembra en cuadro latino.



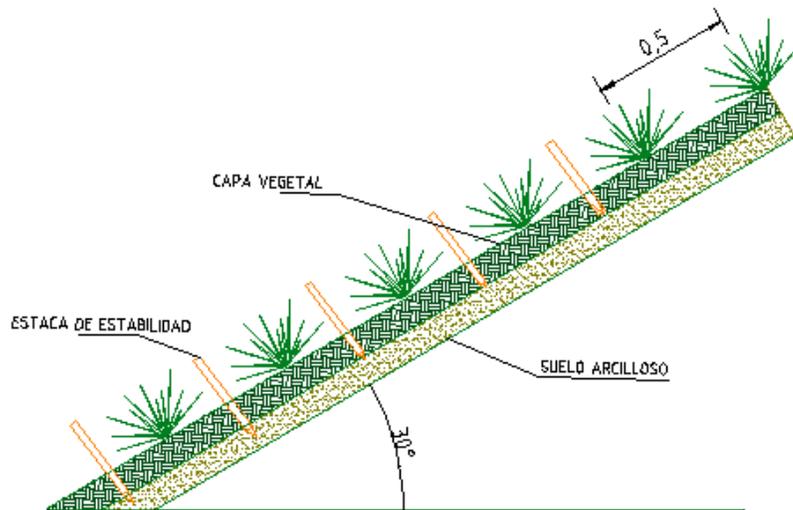
Fuente. EIA Licencia de Exploración L 0764-15.

**5.1.3. Selección de especies.** Para la cerca viva se recomienda utilizar especies nativas de la región, como por ejemplo, alisos, cedro, mangle, mortiño y cedrillo.

Para la revegetación en los taludes (ver figura 17), se recomiendan especies que permitan el amarre del suelo, como por ejemplo Ficus; y para la recuperación del

terreno, espino, chilco, chiripique, y hayuelos, que además son especies de gran altura.

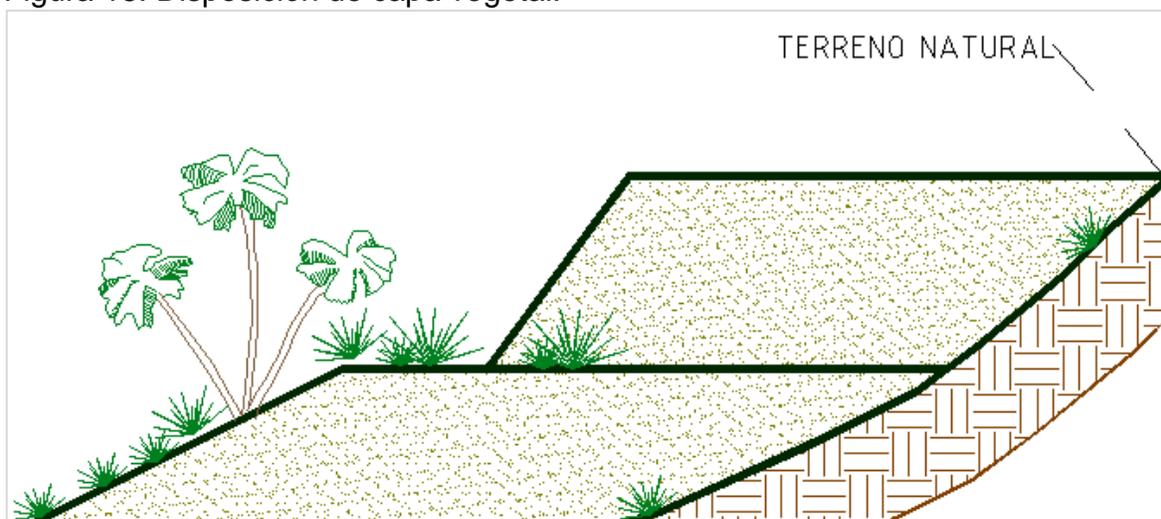
Figura 17. Revegetación de taludes.



Fuente. EIA Licencia de Exploración L 0764-15.

## 5.2. MANEJO DISPOSICIÓN Y PRESERVACIÓN DE CAPA VEGETAL Y SUELO

Figura 18. Disposición de capa vegetal.



Fuente. EIA Licencia de Exploración L 0764-15.

Cuadro 14. Manejo, disposición y preservación de capa vegetal y suelo.

<b>OBJETIVO</b>	Realizar una adecuada remoción del suelo orgánico, cobertura vegetal y posterior almacenamiento, con el fin de conservar sus características físico químicas, para su posterior utilización en el proceso de adecuación.
<b>IMPACTO</b>	Retiro y depositación de la capa vegetal, causando posibles alteraciones en esta.
<b>LUGAR</b>	Área de explotación, y escombrera.
<b>ACCIONES A DESARROLLAR</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Transportar la capa vegetal y disponerla en la escombrera.</li> <li>- Evitar la compactación de la capa orgánica y protegerla de agentes erosivos.</li> <li>- Extender el suelo uniformemente.</li> <li>- Evitar el paso de maquinaria en el área de la escombrera.</li> </ul>

Fuente. Datos del proyecto.

### 5.3. MANEJO DE RESIDUOS SOLIDOS E INDUSTRIALES

Cuadro 15. Manejo de residuos sólidos e industriales.

<b>OBJETIVO</b>	Implementar las medidas necesarias para el manejo adecuado de los residuos sólidos e industriales que se generan en la explotación minera, con el fin de proteger la salud humana y los recursos suelo, agua, aire y paisaje.
<b>IMPACTO</b>	Alteración del entorno y riqueza en la calidad del medio circundante.
<b>LUGAR</b>	Área de explotación.
<b>ACCIONES A DESARROLLAR</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Identificación de los residuos sólidos típicos de las actividades, con el fin de establecer, origen, cantidades y composición.</li> <li>- Los residuos se recolectaran en su lugar de origen, de la siguiente forma; empaques, envases, chatarra y latas en una caneca de color rojo. Papel, cartón, plástico, trapos, guantes, en una caneca de color verde; y sobrantes de alimentos en una caneca de color café.</li> <li>- Los residuos de la caneca de color rojo podrán venderse como chatarra. Los residuos de las dos canecas restantes serán debidamente transportados al basurero de la ciudad de Paipa.</li> </ul>

Fuente. EIA Licencia de Exploración L 0764-15.

#### 5.4. MANEJO DE AGUAS SUPERFICIALES, CONTROL DEL FENÓMENO EROSIVO Y SEDIMENTOS.

Cuadro 16. Manejo de aguas superficiales.

<b>OBJETIVO</b>	Evitar que las aguas de escorrentía causen erosión sobre los taludes de los bancos de explotación y sedimentación por transporte del suelo y material estéril removido en la preparación de los frentes de explotación y en la adecuación de las zonas de acumulación de materiales útiles y de estériles (incluido el suelo).
<b>IMPACTO</b>	Erosión de material superficial a lo largo de los taludes de los bancos de explotación, contaminación por sedimentación de los drenajes naturales y deterioro del paisaje.
<b>LUGAR</b>	Área de explotación.
<b>ACCIONES A DESARROLLAR</b>	Conducir de forma adecuada las aguas lluvia y de escorrentía, a través de cunetas perimetrales en tierra sobre la base de los taludes de los bancos de explotación hacia la parte más baja de la mina dónde se encuentra un sumidero, cuya función principal es recoger todas las aguas provenientes de los bancos de explotación con el fin de poderlas evacuar por medio de bombas a un sitio fuera del área de explotación.

Fuente. Datos del proyecto.

#### 5.5. IMPACTOS GENERADOS A LA ATMOSFERA

Cuadro 17. Manejo de impactos generados a la atmósfera.

<b>OBJETIVO</b>	Evitar la contaminación del aire por emisión de gases y material particulado, y proteger la capacidad auditiva del personal que involucra el desarrollo del proyecto.
<b>IMPACTO</b>	Incremento de partículas de polvo, ruido y gases.
<b>LUGAR</b>	Área de explotación.

<p style="text-align: center;"><b>ACCIONES A DESARROLLAR</b></p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Controlar el adecuado funcionamiento de los equipos, y que la emisión de gases no se encuentre fuera de lo normal.</li> <li>- Evitar quemas de residuos sólidos y/o líquidos combustibles que puedan contaminar el aire.</li> <li>- Todo el personal debe contar con protección auditiva.</li> <li>- Capacitar el personal para promover una actitud responsable ante la posible contaminación atmosférica y generación de ruido, así como una política de autocuidado.</li> <li>- Control de la velocidad de las volquetas en vías despavimentadas.</li> <li>- Permanente riego de las vías.</li> </ul>
--	---

Fuente. Datos del proyecto.

## 6. EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA

La ejecución de proyectos mineros generalmente implica inversión de grandes cantidades de dinero, la factibilidad del proyecto estará determinada por los beneficios económicos que se obtengan en el desarrollo del mismo, así como el tiempo en que se recupera el valor de la inversión y se obtienen ganancias.

### 6.1. INVERSIONES

**6.1.1. Inversiones existentes.** Actualmente no se han realizado ningún tipo de inversiones en el proyecto, en cuanto se refiere a activos susceptibles a depreciar, pero si en lo que respecta a exploración y documentación (ver cuadro 18).

**6.1.2. Inversiones requeridas.** Las inversiones requeridas no son de alto monto, debido a que inicialmente se trabajara con maquinaria alquilada, mientras se genera el flujo de caja necesario para poder hacer la compra de los respectivos equipos, por otro lado inicialmente se invertirá en la parte de arreglo de las vías existentes, así como señalización, dotación, entre otros (ver cuadro 19).

Cuadro 18. Inversiones existentes.

Concepto	Cant.	Valor unidad	Total
<b>Trabajo de campo</b>			
Geología	1	10'000.000	10'000.000
Topografía	1	8'000.000	8'000.000
Laboratorios	1	7'000.000	7'000.000
<b>SUBTOTAL</b>			<b>25'000.000</b>
<b>Documentos</b>			
PTO	1	15'000.000	15'000.000
EIA	1	30'000.000	30'000.000
<b>SUBTOTAL</b>			<b>45'000.000</b>
<b>TOTAL</b>			<b>70'000.000</b>

Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 19. Inversiones requeridas.

<b>INVERSIONES REQUERIDAS</b>					
Descripción	Cant	Vida útil	Vr/unit	Vr/total	Depreciación
Señalización	-	2	\$1'500.000,00	\$1'500.000,00	\$750.000,00
Arreglo de vías	2	1	\$10'000.000,00	\$20'000.000,00	\$20'000.000,00

Campamento	1	10	\$24'000.000,00	\$24'000.000,00	\$2'400.000,00
Depósitos de agua	2	5	\$450.000,00	\$900.000,00	\$180.000,00
Zanjas perimetrales	15	5	\$400.000,00	\$6'000.000,00	\$1'200.000,00
Cerca viva (espinos) 520m	350	-	\$15.000,00	\$5'250.000,00	-
Dotación inicial EPP	3	0,5	\$198.000,00	\$594.000,00	\$1'188.000,00
			<b>TOTAL</b>	<b>\$58'244.000,00</b>	<b>\$25'718.000,00</b>

Fuente. Datos del proyecto.

## 6.2. COSTOS

El incremento de los costos e ingresos a un plazo de 5 años, es del 3,3% que corresponde a la proyección de la inflación del presente año según el DANE.

**6.2.1. Costos por mano de obra.** Son los costos por concepto del personal que participa en el desarrollo del proyecto minero (ver cuadro 20).

Cuadro 20. Costos por mano de obra.

COSTOS POR MANO DE OBRA						
Cargo	Año 2015		Año 2016	Año 2017	Año 2018	Año 2019
	\$/Mes	\$/Año				
Ingeniero	\$ 3.000.000	\$ 36.000.000	\$ 37.188.000	\$ 38.415.204	\$ 39.682.906	\$ 40.992.442
Operario excavadora	\$ 1.500.000	\$ 18.000.000	\$ 18.594.000	\$ 19.207.602	\$ 19.841.453	\$ 20.496.221
Operario cargador	\$ 1.500.000	\$ 18.000.000	\$ 18.594.000	\$ 19.207.602	\$ 19.841.453	\$ 20.496.221
Vigilante	\$ 1.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.396.000	\$ 12.805.068	\$ 13.227.635	\$ 13.664.147
<b>Valor total</b>	<b>\$ 7.000.000</b>	<b>\$ 84.000.000</b>	<b>\$ 86.772.000</b>	<b>\$ 89.635.476</b>	<b>\$ 92.593.447</b>	<b>\$ 95.649.030</b>
Prestaciones 10 %	\$ 8.400.000		\$ 8.677.200	\$ 8.963.548	\$ 9.259.344,67	\$ 9.564.903,04
<b>TOTAL</b>	<b>\$ 92.400.000</b>		<b>\$ 95.449.200</b>	<b>\$ 98.599.024</b>	<b>\$ 101.852.791,38</b>	<b>\$ 105.213.933,49</b>

Fuente. Datos del proyecto.

**6.2.2. Estructura de costos para desarrollo y operación.** La empresa Puzocol S.A.S. solicitó una cotización al ingeniero Julio Nel Barrera, para la operación de la mina, por medio de un contrato de operaciones (Ver Cuadro 20).

Dicha cotización incluye el alquiler de la maquinaria, más no los costos de consumo por combustible y otros, de la misma. Con base en dicha cotización se realizó el estudio económico para los primeros 5 años de operación de la mina.

**6.2.3. Costos por consumo de maquinaria.** Estos costos corresponden al valor del consumo de gasolina, ACPM, aceites, etc. (ver Cuadro 21).

**6.2.4. Costos por concepto de seguridad.** Estos costos corresponden a la dotación requerida por los trabajadores (ver Cuadro 22).

**6.2.5. Costos ambientales.** Para la restauración ambiental se invertirán \$200 por tonelada extraída, lo que equivale a un total de \$2'000.000 anualmente.

Cuadro 20. Estructura de costos para el desarrollo, preparación y explotación

<b>ESTRUCTURA DE COSTOS PARA EL DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Unid.</b>	<b>Cant/ mes</b>	<b>Vr/unit</b>	<b>Vr/total</b>
<b>Descapote</b>				
Arranque y cargue	M3	4.000	\$ 1.500	\$ 6'000.000
Transporte a botadero	M3	4.000	\$ 1.400	\$ 5'600.000
Conformación en botadero	M3	4.000	\$ 900	\$ 3'600.000
<b>Explotación</b>				
Arranque	T	10.000	\$ 1.300	\$ 13'000.000
Cargue	T	10.000	\$ 1.250	\$ 12'500.000
Transporte a patios D. max= 20.0 km	T	10.000	\$ 6.000	-
Mantenimiento de vías con maquinaria	T	10.000	\$ 600	\$ 6'000.000
<b>Administración</b>				
Dotación EPP	T	10.000	\$ 12,15	\$ 121.500
Obras de infraestructura (civil-eléctrica)	T	10.000	\$ 200	\$ 2'000.000
Consumo de energía eléctrica	KW	150	\$ 380	\$ 57.000
Consumo de combustible y otros (maquinaria) <sup>1</sup>	T	10.000	\$ 820	\$ 8'195.933
Varios (servicio de bascula)	T	10.000	\$ 500	\$ 5'000.000
<b>Material en acopio</b>				
Cargue de material a tracto camión	T	10.000	\$ 1.200	-
Transporte de material a planta	T	10.000	-	-
<b>Regalías, predios y ambientales</b>				
Regalías	T	10.000	\$ 299	\$ 2'991.600
Servidumbre	T	10.000	\$ 500	\$ 5'000.000
Recuperación ambiental	T	10.000	\$ 200	\$ 2'000.000
<b>TOTAL COSTO MENSUAL</b>				<b>\$ 72'066.032,80</b>
<b>CANTIDAD DE TONELADAS / MES</b>				<b>10000</b>
<b>VALOR UNITARIO POR TONELADA</b>				<b>\$ 7'206,60</b>

Fuente. Ing. Julio Nel Barrera B, Especialista en Gerencia de proyectos de ingeniería.

Cuadro 21. Costos por consumo de maquinaria

CONSUMO POR MAQUINARIA						
Descripción	\$/gal	consumo gal/hr	Desperdicio 10%	valor \$/hr	valor/día	valor/mes
Acpm	\$ 8.600,00	4	1,1	\$ 34.400,00	\$ 275.200,00	\$ 6'604.800,00
Gasolina	\$ 8.861,00	0,15	1,1	\$ 1.329,15	\$ 10.633,20	\$ 255.196,80
Aceite motor	\$ 41.600,00	0,08	1,1	\$ 3.328,00	\$ 26.624,00	\$ 638.976,00
Aceite transmisión	\$ 46.000,00	0,03	1,1	\$ 1.380,00	\$ 11.040,00	\$ 264.960,00
Aceite hidráulico	\$ 52.500,00	0,02	1,1	\$ 1.050,00	\$ 8.400,00	\$ 201.600,00
Grasa	\$ 8.000,00	0,15	1,1	\$ 1.200,00	\$ 9.600,00	\$ 230.400,00
<b>TOTAL</b>				<b>\$ 42.687,15</b>	<b>\$ 341.497,20</b>	<b>\$ 8'195.932,80</b>

Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 223. Costos por elementos de protección personal.

Descripción	Año 2015			Año 2016	Año 2017	Año 2018	Año 2019
	Cant	\$/Unit	\$/año				
Overol	6	\$ 40.000,00	\$ 240.000,00	\$ 247.920,00	\$ 256.101,360	\$ 264.552,705	\$ 273.282,944
Casco	6	\$ 35.000,00	\$ 210.000,00	\$ 216.930,00	\$ 224.088,690	\$ 231.483,617	\$ 239.122,576
Botas	6	\$ 50.000,00	\$ 300.000,00	\$ 309.900,00	\$ 320.126,700	\$ 330.690,881	\$ 341.603,680
Guantes	12	\$ 5.000,00	\$ 60.000,00	\$ 61.980,00	\$ 64.025,340	\$ 66.138,176	\$ 68.320,736
Protección Nasal	12	\$ 40.000,00	\$ 480.000,00	\$ 495.840,00	\$ 512.202,720	\$ 529.105,410	\$ 546.565,888
Protección auditiva	6	\$ 20.000,00	\$ 120.000,00	\$ 123.960,00	\$ 128.050,680	\$ 132.276,352	\$ 136.641,472
Gafas	6	\$ 8.000,00	\$ 48.000,00	\$ 49.584,00	\$ 51.220,272	\$ 52.910,541	\$ 54.656,589
<b>TOTAL</b>			<b>\$1'458.000,00</b>	<b>\$1,506,114.000</b>	<b>\$ 1,555,815.762</b>	<b>\$1'607.157,682</b>	<b>\$ 1,660,193.886</b>

Fuente. Datos del proyecto.

**6.2.6. Regalías.** Este valor se calculó tomando como base \$299,16 que equivale al 3% del precio de la tonelada de puzolana en bocamina que es \$9.972 según lo establecido por la unidad de planeamiento minero energético (UPME), en la resolución 125, Marzo de 2014.

Cuadro 234. Costos por regalías.

Año	Producción (t)	Ingreso anual	Regalías
2015	108.000	\$ 1.076'976.000,00	\$ 32'309.280,00
2016	120.000	\$ 1.236'129.120,00	\$ 37'083.873,60
2017	120.000	\$ 1.276'921.380,96	\$ 38'307.641,43
2018	120.000	\$ 1.319'059.786,53	\$ 39'571.793,60
2019	120.000	\$ 1.362'588.759,49	\$ 40'877.662,78

Fuente. Datos del proyecto.

### 6.3. INGRESOS POR PRODUCCIÓN

Cuadro 245. Ingresos por producción.

Año	Proyección \$/t	Producción (t)	Ingresos
2015	\$ 9.972,00	108.000	\$ 1.076'976.000,00
2016	\$ 10.301,08	120.000	\$ 1.236'129.120,00
2017	\$ 10.641,01	120.000	\$ 1.276'921.380,96
2018	\$ 10.992,16	120.000	\$ 1.319'059.786,53
2019	\$ 11.354,91	120.000	\$ 1.362'588.759,49

Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 256. Resumen de Ingresos y egresos.

Año	Egresos	Ingresos	Utilidad
2015	\$ 957.192.393,60	\$ 1.076.976.000,00	\$ 119.783.606,40
2016	\$ 988.779.742,59	\$ 1.236.129.120,00	\$ 247.349.377,41
2017	\$ 1.021.409.474,09	\$ 1.276.921.380,96	\$ 255.511.906,87
2018	\$ 1.055.115.986,74	\$ 1.319.059.786,53	\$ 263.943.799,79
2019	\$ 1.089.934.814,30	\$ 1.362.588.759,49	\$ 272.653.945,19

Fuente. Datos del proyecto.

#### 6.4. CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO TIR

La Tasa Interna de Retorno o TIR es un indicador de la viabilidad del proyecto basándose en la estimación de los flujos de caja que se prevé tener. Con los datos de la tabla 17, se obtiene una TIR del 63%, lo que indica que bajo las condiciones planteadas en el presente proyecto y teniendo en cuenta los recursos disponibles de la empresa, el proyecto ofrece una rentabilidad, con notables utilidades económicas en su desarrollo.

Cuadro 267. Flujo de caja.

<b>Año</b>	<b>2015</b>	<b>2016</b>	<b>2017</b>	<b>2018</b>	<b>2019</b>
<b>Utilidad</b>	\$119.783.606,40	\$247.349.377,41	\$255.511.906	\$263.943.799,79	\$272.653.945
<b>Impuesto de renta (35%)</b>	\$41.924.262,24	\$86.572.282,09	\$89.429.167	\$92.380.329,93	\$95.428.880
<b>Subtotal</b>	\$77.859.344,16	\$160.777.095,32	\$166.082.739	\$171.563.469,87	\$177.225.064
<b>Depreciación (20%)</b>	\$23.956.721,28	\$49.469.875,48	\$51.102.381	\$52.788.759,96	\$54.530.789
<b>Total</b>	\$53.902.622,88	\$111.307.219,84	\$114.980.358	\$118.774.709,91	\$122.694.275

Fuente. Datos del proyecto.

## CONCLUSIONES

El sector de Olitas ha sido un punto muy recurrente para la elaboración de estudios realizados por la Universidad Nacional, el INGEOMINAS, entre otros, debido a la presencia del volcán de Paipa, y a que se encuentra enmarcado dentro del área geotérmica de dicho municipio.

Con base en el método de los perfiles, se hizo el cálculo de reservas geológicas, y se determinó un total de 550'947.282,07 t de puzolana y 2'868.031,36 m<sup>3</sup> de material estéril.

Se realizaron diferentes ensayos de laboratorio, donde se determinó que el material debido a su grado de meteorización se comporta como suelo, clasificándolo como arena limosa mezclada de arena y limo SM.

Se llevó a cabo el ensayo de SPT insitu, mediante el cual se determina que el material tienen un ángulo de fricción interna de 45°, con el cual se hace el respectivo dimensionamiento y análisis de estabilidad del talud en Slide, determinando un factor de seguridad de 2,476.

Se hace el diseño de la cantera mediante explotación por bancos descendentes, en el cual se modelo un total de 16 bancos de 6 m de altura y 60° de inclinación en la cara del banco, el cual tiene una vida útil de 35 años (4'247.850,66), para una producción mensual de 10.000 t de puzolana.

El arranque se planea realizar de forma mecánica mediante la utilización de una excavadora Caterpillar 320D, y el cargue con un cargador 907 H2, con un cucharón de 1 m<sup>3</sup> de capacidad.

Se plantearon una serie de medidas de manejo ambiental con las que se pretende controlar y mitigar el impacto causado por la explotación minera.

Bajo las condiciones planteadas en el presente proyecto y teniendo en cuenta los recursos disponibles de la empresa, este ofrece una excelente rentabilidad, con notables utilidades económicas en su desarrollo, ya que la tasa interna de retorno es del 63%.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda al titular minero la realización de sondeos geológicos, de tal manera que se conozca con certeza la profundidad del depósito, así como perforaciones que permitan encontrar la roca madre o núcleo con el fin de conocer con exactitud sus propiedades mecánicas.

Hacer un seguimiento al rendimiento de la maquinaria con el fin de optimizar los ciclos de la explotación.

Al aumentar el número de bancos de explotación se recomienda modificar el ciclo de arranque y cargue, implementando una volqueta adicional, de tal forma que en el banco de explotación el arranque y cargue del material se haga con la excavadora, para transportar dicho material al nivel patio, donde se cargue con el cargador a las volquetas que lo transportaran fuera de la mina respectivamente.

En caso de ser necesaria la implementación de voladura como forma de arranque, es necesario realizar nuevamente una evaluación económica, ya que se incrementaría el costo de producción de la tonelada de puzolana por encima del valor de esta en bocamina, lo que haría el proyecto poco rentable.

## BIBLIOGRAFÍA

BARRAGÁN G, Jorge. *Explotación a cielo abierto de materiales de construcción*. Taller de capacitación para administradores y trabajadores de canteras. Pintag, Noviembre de 2007.

CORREA, Álvaro. Principios básicos de ingeniería de rocas con aplicación a rocas colombianas. Trabajo de investigación. Universidad Nacional de Colombia. Cap. 3.

ESPITIA, Jairo Martin. Apuntes de clase Geotecnia. Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia. Sogamoso. 2011.

GONZÁLEZ GIRALDO, María Fernanda y DÍAZ-PULIDO, Angélica. *Flora y fauna del municipio de Paipa, Boyacá*. Instituto de Investigación en Recursos Biológicos Alexander von Humboldt. 2013.

GALVÁN, Bernardo Antonio y LÓPEZ, Danny Daniel. *Planeamiento minero a cielo abierto para la explotación de materiales para la construcción en la mina agregados santa lucia, sector Cucaita – Boyacá, proyecto de grado modalidad monografía*. Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia. Sogamoso. 2002.

HERRERA HERBERT, Juan. *Métodos de minería a cielo abierto*. Apuntes de clase. Universidad Pontificia de Madrid, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Octubre 2006.

INGEOMINAS. Informe técnico cartografía geológica y estructural sector sur del municipio de Paipa, proyecto de geodinámica, Bogotá. 2003.

INGEOMINAS. Mapa de zonificación sísmica y valores de Aa. 1999.

PÉREZ, Nicolás y TORRES, Edelber. *Diseño del método de explotación para la cantera Santa Cecilia localizada en el municipio de Nobsa (Boyacá), aplicativo Gemcom Surpac, proyecto de grado modalidad monografía*. Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia. Sogamoso. 2012.

QUINTERO, Fredy y TORRES, Johel. *Síntesis de materiales zeolíticos a partir de rocas sedimentarias y volcánicas del sector Paipa (Boyacá), proyecto de grado modalidad monografía*. Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga. 2010.

RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Estudio de Impacto Ambiental (EIA) Licencia de Exploración L 0764-15. Documento oficial. Servicios y Productos Ltda. 2009. 125 Pgs.

RODRÍGUEZ DÍAZ, Janeth. Programa de Trabajo y Obras (PTO) Licencia de Exploración L 0764-15. Documento oficial. Servicios y Productos Ltda. 2009. 167 Pgs.

Salida de Campo, Volcán de Paipa (Boyacá): Geología, Potencial geotérmico y minero. XII Congreso Colombiano de geología. Paipa. 2009.

TERZAGHI K., PECK R. (Versión española O. Moretto), 'Mecánica de suelos en la Ingeniería practica', segunda edición, 1973.