



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**Planificación minera a corto plazo y análisis económico para la
implementación en la concesión de pequeña minería Rancho La
Paz, código 401336**

**Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:
INGENIERO EN MINAS**

AUTOR:

EDUARDO JOSÉ CORONEL RODRÍGUEZ

DIRECTOR:

CARLOS FEDERICO AUQUILLA TERÁN

CUENCA, ECUADOR

2017

DEDICATORIA

El presente trabajo le dedico a toda mi familia, en especial a mi padre Gustavo Coronel C. y a mi madre Miriam Rodríguez Y, que con su gran esfuerzo, sacrificio, paciencia y sus sabios consejos me sirvieron para superar los momentos difíciles, y que me ayudaron con los recursos necesarios para estudiar.

A mi hijo Matías para que este trabajo sea un ejemplo de perseverancia y dedicación que son indispensables para cumplir las metas y objetivos planteados que le ayudarán a triunfar en la vida.

AGREDECIMIENTO

Agradezco a mis padres por el constante apoyo, la paciencia, la sabiduría que me brindaron durante todo este tiempo para poder culminar con éxito mi meta de obtener el título de Ingeniero en Minas.

A mis hermanos y a toda mi familia que han sido un soporte importante al ayudarme de diferentes maneras para la culminación de mis proyectos emprendidos.

Al Ing. Israel Vargas por su amistad, amabilidad y confianza al permitirme realizar mi proyecto de titulación en la concesión minera de su propiedad.

A los directores de mi trabajo de titulación y a todos los profesores de la carrera que me enseñaron todos los conocimientos necesarios para poder desarrollar este proyecto.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	ii
AGREDECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xiii
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xiv
RESUMEN.....	xv
ABSTRACT	xvi
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1: DATOS GENERALES DE LA CONCESIÓN.....	2
1.1 Ubicación de la Concesión.....	2
1.1.1 Nombre de la Concesión.....	2
1.1.2 Área y Tipo de Minería.....	2
1.1.3 Coordenadas de la Ubicación.....	2
1.1.4 Ubicación Geográfica.....	3
1.2 Línea Base.....	5
1.2.1 Medios Físicos.....	5
1.2.2 Medio Biótico.....	7
1.3 Base Legal.....	7

CAPÍTULO 2: LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO Y EVALUACIÓN DE RESERVAS..... 8

2.1 Levantamiento topográfico de la concesión.	8
2.2 Cálculo de reservas.	14
Reservas Probadas.	14
Reservas Probables.	18
Reservas Posibles.....	18
2.3 Muestreo del Macizo Rocoso.	19

CAPÍTULO 3: PLANIFICACIÓN, DISEÑO DE EXPLOTACIÓN Y CONTROL DE PRODUCCIÓN. 20

INTRODUCCIÓN.....	20
3.1 FACTORES GEOMECÁNICOS.	20
3.1.1 Peso Específico (ρ).	20
3.1.2 Densidad (δ).	21
3.1.3 Porosidad (P).	22
3.1.4 Esponjamiento (Ke).	22
3.1.5 Resistencia a la Compresión Simple.....	23
3.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	26
CANTERAS EN LADERA.....	26
3.2.1 Factores Geométricos.	26
3.3 PLANIFICACION MINERA A CORTO PLAZO.....	31

LA PLANIFICACIÓN MINERA.....	31
PERIODO DE DURACIÓN DEL PLAN MINERO.....	31
3.3.1 Metodología de Explotación.....	32
3.3.2 Descripción detallada de las operaciones mineras contempladas en el proyecto.	33
- Preparación y destape del suelo orgánico:	33
- Corte y movimiento de la sobrecarga.....	34
- Extracción del nivel de grava.	34
- Sistema de procesamiento.	35
- Ubicación de escombreras.....	35
3.3.3 Fases de Explotación y Diseño de Taludes.....	35
- Parámetros de Trabajo.	36
- Perfiles del terreno.	36
3.4 Maquinaria y Equipos.....	40
3.4.1 Fichas Técnicas de la Maquinaria.....	41
 CAPÍTULO 4: ESTIMACIÓN DE LOS COSTES MINEROS.	46
 4.1 LOS COSTOS DE OPERACIÓN.	46
4.1.1 Costos Fijos.	46
4.1.2 Costos Variables.	46
4.1.3 Costos Directos.....	46
4.1.4 Costos Indirectos.	47
4.2 CÁLCULO DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN.	47
4.2.1 Costos de Infraestructura.	47
4.2.2 Sueldos y bonificaciones de personal.	48

4.2.3 Depreciación.....	48
4.2.4 Costos de Operación de Equipos.	49
4.2.5 Costo Unitario por Metro Cúbico.	53
 CAPÍTULO 5: ESTUDIO DE VIABILIDAD DEL PROYECTO.	55
 5.1 CÁLCULOS DE ÍNDICES DE RENTABILIDAD.	55
5.1.1 Rendimiento sobre el patrimonio.....	55
5.1.2 Rendimiento sobre la inversión.	55
5.1.3 Utilidad del activo.....	55
5.2 ESTADOS DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS.	56
5.2.1 Ingresos.....	56
5.2.2 Costos.	56
5.2.3 Utilidad Neta.....	56
5.3 FLUJO DE CAJA.	56
5.3.1 Flujo de Caja Descontado.	57
5.3.2 Variables o Componentes del Flujo de Caja.....	57
5.4 CÁLCULO DE VAN Y TIR.	59
5.4.1 Valor Actual Neto (VAN).	59
5.4.2 Tasa Interna de Retorno (TIR).....	60
5.4.3 Análisis de Rentabilidad del Proyecto.	60
5.5 ANÁLISIS DE LA DEMANDA DE MERCADO.	60
5.5.1 Objetivos del Mercado.....	60
5.5.2 Análisis del Entorno.	61
5.5.3 Análisis Interno.....	64

5.5.4 Análisis del cliente.....	66
5.5.5 Análisis de competidores en el mercado.....	67
5.5.6 Análisis de proveedores de la empresa.	68
5.5.7 Precios del producto en el mercado.	68
5.5.8 Comercialización y publicidad del producto.	68
 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	69
CONCLUSIONES.	69
RECOMENDACIONES.	70
BIBLIOGRAFÍA	72
ANEXOS.....	74

ÍNDICE DE TABLAS.

Tabla 1.1 Aspectos Legales	2
Tabla 1.2 Coordenadas	2
Tabla 2.3 Coordenadas del Área de explotación	11
Tabla 2.4 Volumen de Reservas.....	19
Tabla 2.5 Coordenadas de los Puntos de Muestreo.....	19
Tabla 3.6 Resistencia a la Compresión Simple.....	24
Tabla 3.7 Resistencia a la Compresión Uniaxial.....	25
Tabla 3.8 Propiedades Geomecánicas	25
Tabla 3.9 Ángulo para taludes en trabajo y en receso de canteras en función del coeficiente de Protodiakonov	27
Tabla 3.10 Factores Geométricos	30
Tabla 3.11 Parámetros de trabajo	36
Tabla 3.12 Fase 1	37
Tabla 3.13 Fase 2	37
Tabla 3.14 Fase 3	38
Tabla 3.15 Fase 4	39
Tabla 3.16 Fase 5	39
Tabla 3.17 Área y Volumen.....	40
Tabla 3.18 Maquinarias y Equipos	41
Tabla 3.19 Excavadora CAT 325DL.....	41
Tabla 3.20 Cargadora 966G	42
Tabla 3.21 Volqueta Hino FM 2635	44
Tabla 4.22 Costos de Operación	47
Tabla 4.23 Costos de Infraestructura	48

Tabla 4.24 Sueldos de Trabajadores.....	48
Tabla 4.25 Depreciación	49
Tabla 4.26 Datos Cargadora Caterpillar 950G	49
Tabla 4.27 Costos de Propiedad Cargadora Caterpillar 950G	50
Tabla 4.28 Costos de Operación Cargadora Caterpillar 950G	50
Tabla 4.29 Datos Excavadora CAT 325DL	51
Tabla 4.30 Costos de Propiedad Excavadora CAT 325DL	51
Tabla 4.31 Costos de Operación Excavadora CAT 325DL	52
Tabla 4.32 Datos Volqueta Hino FM 2635	52
Tabla 4.33 Costos de Propiedad Volqueta Hino FM 2635	53
Tabla 4.34 Costos de Operación Volqueta Hino FM 2635	53
Tabla 4.35 Costos Mensuales	54
Tabla 4.36 Costo Unitario	54
Tabla 4.37 Inversión Inicial	54
Tabla 5.38 Estado de Pérdidas y Ganancias.....	56
Tabla 5.39 Flujo de Caja Mensual	59
Tabla 5.40 Flujo de Caja Anual.....	59
Tabla 5.41 Valor Agregado Bruto por Industria – Porcentajes del PIB.....	62
Tabla 5.42 Volúmenes de Producción	63
Tabla 5.43 Granulometría.....	65

ÍNDICE DE FIGURAS.

Figura 1.1 Mapa Político	4
Figura 2.2 Área de la Concesión – 20ha.....	10
Figura 2.3 Área de Concesión (20ha) y Área de Explotación (11ha).....	12
Figura 2.4 Vista Lateral en 3D – 11ha	13
Figura 2.5 Corte A - B	16
Figura 2.6 Perfil de Reservas Probadas.....	17
Figura 3.7 Factores Operativos	31
Figura 3.8 Esquema de trabajos de explotación.....	33
Figura 3.9 Operaciones mineras	33
Figura 3.10 Fase 1	37
Figura 3.11 Fase 2	38
Figura 3.12 Fase 3	38
Figura 3.13 Fase 4	39
Figura 3.14 Fase 5	40
Figura 3.15 Área y Volumen	40
Figura 3.16 Excavadora CAT 325DL	42
Figura 3.17 Cargadora CAT 966G.....	43
Figura 3.18 Volqueta Hino FM 2635	44
Figura 3.19 Zarandas Estacionarias	45
Figura 3.20 Zarandas Estacionarias	45

ÍNDICE DE ANEXOS.

Anexo 1 Mapa Fase 1.....	74
Anexo 2 Mapa Fase 2.....	75
Anexo 3 Mapa Fase 3.....	76
Anexo 4 Mapa Fase 4.....	77
Anexo 5 Mapa Fase 5.....	78
Anexo 6 Mapa Área y Volumen Removidos	79
Anexo 7 Inversión Inicial.....	80
Anexo 8 Estado de Pérdidas y Ganancias	81
Anexo 9 Flujo de Caja Mensual.....	82
Anexo 10 Flujo de Caja Anual	83

**PLANIFICACIÓN MINERA A CORTO PLAZO Y ANÁLISIS ECONÓMICO PARA
LA IMPLEMENTACIÓN EN LA CONCESIÓN DE PEQUEÑA MINERÍA
RANCHO LA PAZ, CÓDIGO 401336**

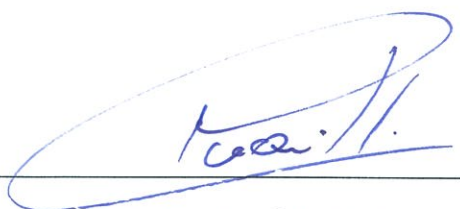
RESUMEN.

El presente trabajo tiene como objetivo fundamental la planificación minera a corto plazo de la concesión de pequeña minería Rancho La Paz, para lo cual se realizó un levantamiento topográfico del área de la concesión minera, en base a la topografía se determinó las reservas de material existentes en la zona de interés. Con las muestras recolectadas se realizaron diferentes pruebas de laboratorio en las que se identificaron las características físico - mecánicas, estos factores geométricos son indispensables para la determinación del método de explotación, el diseño de los taludes y la maquinaria a usarse.

La planificación minera de este proyecto se realizó para 5 años, en cada año se estableció una fase de explotación o producción, de acuerdo a los factores operativos y con el uso de los diferentes programas de diseño, en cada fase se diseñó los taludes o frentes de explotación para calcular el volumen de material que se extraerá en cada bloque, a partir de esto se identificó la inversión inicial, se calculó los costos de operación y producción, el estado de pérdidas y ganancias, el flujo de caja y se determinó el VAN y el TIR. Con toda la información de estos procedimientos se analizó la viabilidad económica de este proyecto.

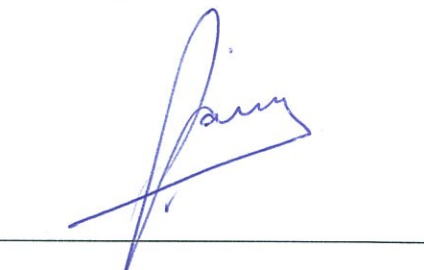
Para completar el estudio de este proyecto se llevó a cabo un análisis de la demanda de mercado para identificar los potenciales compradores de los derivados de materiales pétreos que ofertará la empresa a sus clientes, también para conocer a los competidores que se encuentran en la zona y los precios de los diferentes productos.

Palabras clave: Minería, explotación, producción, tajo, topografía, taludes, diseño, planificación, costos, VAN, TIR, economía.



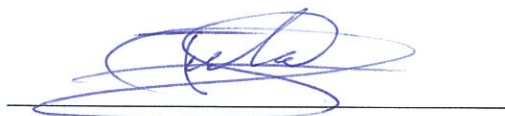
Carlos Federico Auquilla Terán

Director del Trabajo de Titulación



Jaime Alfonso Ampuero Franco

Coordinador de Escuela



Eduardo José Coronel Rodríguez

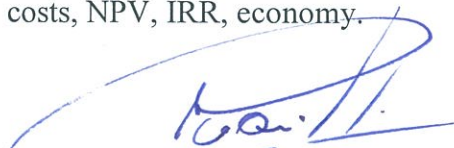
Autor

Short-term mining planning and economic analysis to be implemented in the *Rancho La Paz* small-scale mining concession, code 401336

ABSTRACT

The main objective of this work was the short-term mining planning of *Rancho La Paz* small-scale mining concession; for which, a topographic survey was carried out in the mining concession area. Then, the stock of existing material in the area of interest was determined based on the topography. Different laboratory tests were performed with the samples collected, in which physical - mechanical characteristics were identified. These geometrical factors are indispensable to determine the method of exploitation, the design of the slopes and the machinery to be used. The mining planning of this project was performed for a 5 year period. A phase of exploitation or production was established in each year, according to the operative factors and with the use of the different design programs. Slopes or fronts were designed in each phase to calculate the volume of material to be extracted in each block. Based on this, the initial investment was identified. The operating and production costs, the profit and loss statement, the cash flow were calculated; and the NPV (Net Present Value) and the IRR (Internal Rate of Return) were determined. The economic viability of this project was analyzed on the basis of this information. An analysis of the market demand was carried out to identify potential buyers of the stony materials derivatives that the company will offer to its customers; as well as to know the competitors that are in the area, and the prices of the different products.

Keywords: mining, exploitation, production, cutting, topography, slopes, design, planning, costs, NPV, IRR, economy.



Carlos Federico Auquilla Terán

Thesis Director



Jaime Alfonso Ampuero Franco

School Director



Eduardo José Coronel Rodríguez

Author



UNIVERSIDAD DEL
AZUAY
Dpto. Idiomas



Translated by,
Lic. Lourdes Crespo

Eduardo José Coronel Rodríguez

Trabajo de Titulación

Ing. Carlos Federico Auquilla Terán

Octubre, 2017.

**PLANIFICACIÓN MINERA A CORTO PLAZO Y ANÁLISIS ECONÓMICO
PARA LA IMPLEMENTACIÓN EN LA CONCESIÓN DE PEQUEÑA MINERÍA
RANCHO LA PAZ, CODIGO 401336**

INTRODUCCIÓN

La minería en el Ecuador es una actividad muy productiva y de alto interés para empresas públicas y privadas, que se ha desarrollado durante muchos años en el país sin ningún tipo de planificación, explotaciones mineras que han trabajado sin un método de explotación técnico de acuerdo a las características geomecánicas de cada yacimiento, sin analizar los costos de producción, incluso incumpliendo las leyes que rigen este sector. Todos estos factores dificultan un control de producción para establecer pérdidas y ganancias de las empresas mineras, lo que ha llevado al quiebre financiero de muchas empresas que se dedican a esta actividad. La falta de planificación incluso puede ocasionar daños ambientales. El presente trabajo se enmarca en la necesidad de desarrollar un plan minero a corto en plazo en el cual se proponga un método de explotación de acuerdo a las características técnicas y geológicas del yacimiento de la concesión Rancho La Paz, establecer bloques o fases de producción que tendrán un volumen determinado de acuerdo a lo que establece la ley de minería en cuanto a volúmenes de producción mensuales, se determinará todos los costos de producción incluyendo la nómina de trabajadores, todo esto servirá para analizar la viabilidad económica del proyecto.

CAPÍTULO 1

DATOS GENERALES DE LA CONCESIÓN

1.1 Ubicación de la Concesión.

1.1.1 Nombre de la Concesión.

“RANCHO LA PAZ”, Código 401336.

1.1.2 Área y Tipo de Minería.

El área materia de estudio tiene una extensión de 20 hectáreas mineras contiguas por lo que se enmarca en el régimen de Pequeña Minería. En la Tabla 1.1 se describen los aspectos legales de esta concesión minera.

Tabla 1.1 Aspectos Legales

ASPECTOS LEGALES	
Fecha de otorgamiento del título minero	25 de marzo de 2002
Fecha de protocolización del título minero	01 de abril de 2002
Fecha de sustitución de la concesión “Rancho La Paz”	19 de febrero de 2010
Fecha de protocolización de la concesión “Rancho La Paz”	19 de febrero de 2010
Fecha de registro de la concesión “Rancho La Paz”	19 de mayo de 2010

1.1.3 Coordenadas de la Ubicación.

Las coordenadas fueron obtenidas de la ficha técnica del título minero de la concesión, luego para comprobar los datos se usó un dispositivo de posicionamiento (GPS) en el cual se graficaron los puntos de coordenadas en el sistema WGS84 y se transformaron o convirtieron al sistema PSAD56 para la utilización en los diferentes softwares. En la Tabla 1.2 se detallan los puntos de coordenadas.

Tabla 1.2 Coordenadas

	WGS84		PSAD56	
Punto	Este (X)	Norte (Y)	Este (X)	Norte (Y)
PP	762542	9950424	762800	9950400
1	763042	9950424	763300	9950400

2	763042	9950824	763300	9950800
3	762542	9950824	762800	9950800

1.1.4 Ubicación Geográfica.

La concesión minera se encuentra localizada en el kilómetro 14 de la vía Aloag - Santo Domingo de los Tsáchilas, perteneciente a la parroquia de Aloag, cantón Mejía, provincia de Pichincha. Para llegar a este punto se debe tomar la vía Cuenca – Quito, en el sector de Aloag hay que dirigirse al oeste para tomar la vía Aloag – Santo Domingo hasta el kilómetro 14. En la Figura 1.1 se grafica el mapa político de la ubicación del área concesionada.

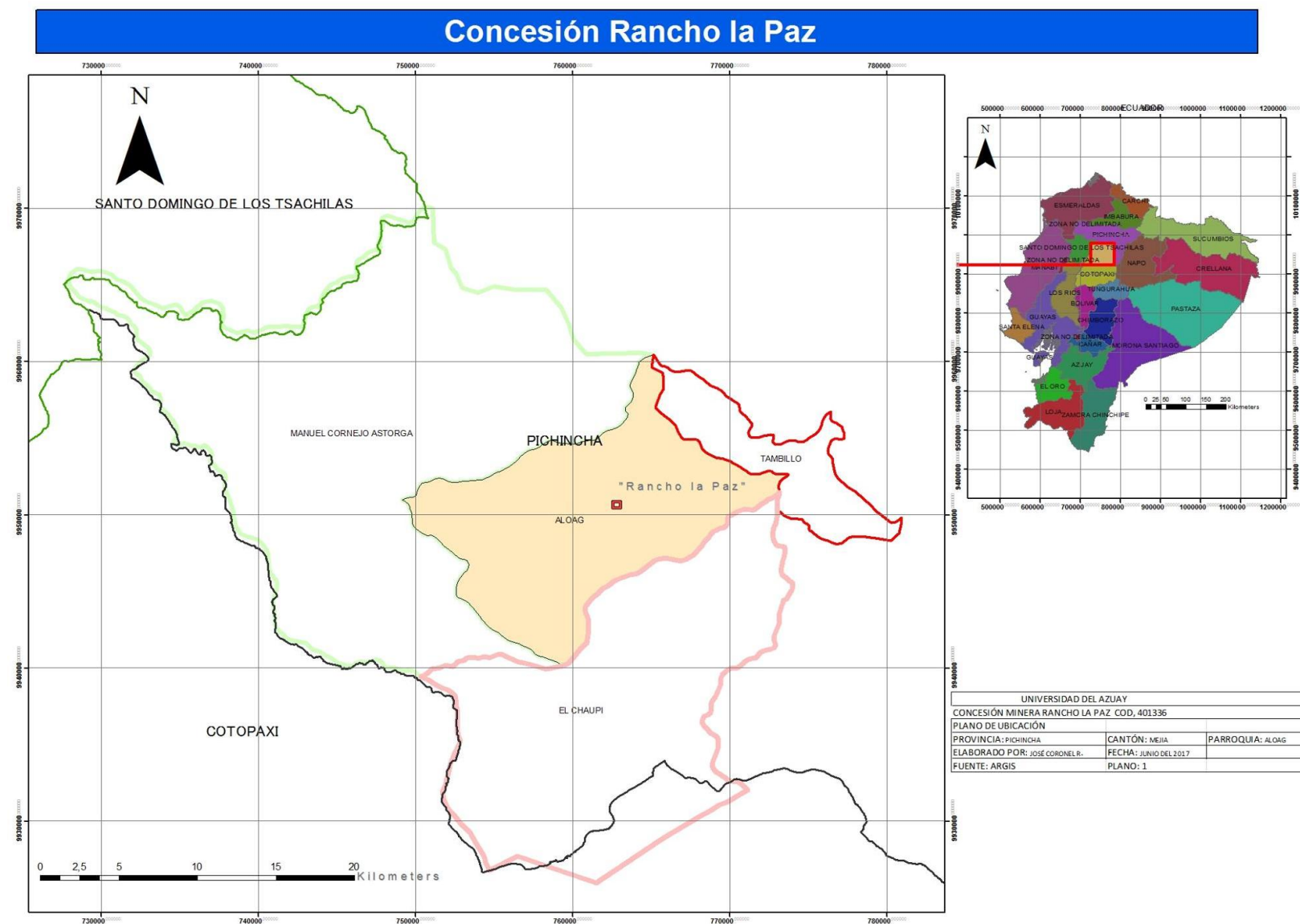


Figura 1.1 Mapa Político

1.2 Línea Base.

1.2.1 Medios Físicos.

1.2.1.1 Geología y Litología.

El concesión minera “Rancho La Paz” está localizada en los andes septentrionales, en la Cordillera Occidental del Ecuador los cuales están caracterizados por la presencia de grandes estrato calco-alcalinos. Geológicamente es un segmento central de la cordillera Occidental cuyo núcleo está constituido por un basamento correspondiente a la Formación Macuchi (Cretáceo Inferior), sobre el cual yace discordantemente la Formación Silante (Cretáceo Superior).

La concesión minera “Rancho La Paz” se encuentra en una zona morfo - edafológica Pilo-Cuaternaria producto de una actividad volcánica de los tres volcanes principales que son: Atacazo, Corazón e Illiniza.

Los afloramientos que forman esta región tienen características volcanso - clásticas de grano grueso y lavas. El material está compuesto por gravas son de color gris-verdosa, mesocrático y holocrystalino. Las pendientes más bajas están cubiertas por cangahua (tierra estéril).

En lo que se refiere a lo geología local en la zona se encuentran depósitos de sedimentos producto de fuentes volcánicas de los volcanes Atacazo y Corazón. Estos sedimentos están formados de bloques, cantos, arena y grava. Los bloques pueden llegar hasta 3 metros de ancho.

Petrográficamente compuestas por lavas andesíticas en matriz tobácea, cubiertas por cangahua que estratigráficamente son depósitos piroclásticos cuaternarios de varios metros de espesor que cubre en forma de mantos la topografía pre-existente. Consiste principalmente de ceniza compacta de color café claro con lentes de lapilli de pómez. Estructuralmente existen evidencias de la presencia de un fallamiento regional interno de dirección SE – NW. (Quebrada Munsúa).

Cordillera Occidental (arco Macuchi).

Para la caracterización metalogénica de esta zona interesa señalar el desarrollo a partir del Cretácico hasta el Eoceno medio, de un típico arco volcánico de islas, que abarca desde rocas

ofiolíticas hasta calco-alcalinas de arco continental, como lo describen Eguez, Morocco y Pérez (1991). En relación con la mineralización presenta interés tanto las rocas volcánicas como las rocas magmáticas con aquellas, representadas por granitoides intrusivos de edad terciaria: tonalitas, granodioritas y granitos que forman enormes batolitos. (Paladines & Soto, 2010, pág. 96)

1.2.1.2 Topografía.

Los accidentes topográficos en el área de estudio, tiene una regularidad escarpada, con la presencia de elevaciones cubiertas de pastos y remanentes de vegetación secundaria arbustiva, herbácea y arbórea en menor grado.

Sus niveles de altitud varían entre 2975 msnm en su cota más baja, y hasta los 3135 msnm en su cota más alta, lo que ocasiona una diferencia de nivel de 160 metros en una distancia horizontal de aproximadamente 500 metros.

1.2.1.3 Hidrografía.

Dentro del área de la concesión minera “Rancho La Paz” no existen ríos, arroyos o fuentes de agua que puedan ser afectados durante los diferentes procesos extracción y producción de materiales pétreos. Únicamente hay presencia de agua superficial debido a las precipitaciones especialmente en los meses de marzo y abril donde hay una mayor presencia de lluvia con respecto al resto del año.

1.2.1.4 Tipo de Suelos.

La área concesionada está constituida por suelos de origen volcánico, pardos grisáceos, de permeabilidad moderada a neutro, la mayoría de materiales que forman estos suelos son originarios de cenizas volcánicas y arenas aluviales arcillosas. El horizonte argílico es muy negro con una potencia promedio de 30 centímetros lo que hace que estos suelos sean muy productivos y fértiles.

1.2.1.5 Usos de Suelos.

En el cantón Mejía y en la parroquia Aloag el principal uso del suelo es para la actividad agrícola y ganadera. Dentro de la concesión hay pocas hectáreas dedicadas al cultivo de papas, mellocos y otras áreas (potreros) donde se siembra pasto para el ganado vacuno y caballar.

1.2.1.6 Clima.

Durante el año el clima en la parroquia Aloag es muy variable por la presencia de neblina a cualquier hora del día y los días soleados son muy pocos. Se considera un clima meso térmico semi - húmedo. Las temperaturas oscilan entre: Mínima: 3,6° C, Máxima: 12,4°C y la temperatura promedio anual es de 5,3°C.

1.2.2 Medio Biótico.

1.2.2.1 Flora.

En la zona concesionada hay plantaciones de papas, mellocos y pasto. También existe la presencia de especies introducidas como el “eucalipto” (*Eucaliptus Globulus*) y especies nativas el “lechero” (*Euphorbiaceae*) y el “ñachag” (*Asteraceae*).

1.2.2.2 Fauna.

La principal especie existente en el área concesionada es la bovina con algunos ejemplares para la producción de leche, hay ganado caballar y la presencia de aves nativas de la zona como el “gorrión” (*Zonotrichia Capensis*), “tortola” (*Zenaida Auriculata*) y “mirlo” (*Turdus Fuscater*).

1.3 Base Legal.

En la legislación ecuatoriana se puede encontrar un importante número de disposiciones legales iniciando en la constitución de la República, instrumentos o tratados internacionales suscritos por nuestro país, leyes orgánicas, leyes ordinarias, reglamentos, decretos, acuerdos, normas de gestión ambiental y la Ordenanza de Extracción de Áridos y Pétreos del Gobierno Autónomo Descentralizado Parroquial (GADP) del cantón Mejía que regula, controla y autoriza la explotación de materiales áridos y pétreos que se encuentran en los lechos de ríos, lagos y canteras. La explotación de recursos naturales está sujeta a estas leyes para que se desarrolle de una manera sustentable y sostenible y garantice la protección del medio ambiente.

CAPÍTULO 2

LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO Y EVALUACIÓN DE RESERVAS

2.1 Levantamiento topográfico de la concesión.

El objetivo de este proceso es actualizar la topografía de toda la superficie de la concesión minera “Rancho La Paz”, para realizar el levantamiento topográfico de esta área se utilizó un dron o RPAS que significa “sistemas de aeronave pilotada remotamente”, se optó por el uso de esta tecnología por ser mucho más económica y por el tiempo empleado. Como primer paso se utilizó un dispositivo GPS para establecer los puntos de control que fueron repartidos homogéneamente por toda el área de la concesión, estos puntos de control servirán para graficar en el software la trayectoria que seguirá el dron y de esta manera realizar un levantamiento topográfico con un mínimo rango de error.

En la actualidad la tecnología de drones está transformando muchos campos en los que la fotografía aérea es una alternativa para medición y procesamiento, en este caso mucho más económico en tiempo y costo para obtener información topográfica, mediante imágenes y aplicando técnicas fotogramétricas. Midiendo puntos de apoyo y procesando las imágenes aéreas con un software específico como por ejemplo el Agisoft Photoscan se pueden crear modelos digitales de elevación, mosaicos ortorectificados y georeferenciados además de nubes de puntos de alta resolución, modelos en 3D con precisión centimétrica que permiten el cálculo de curvas de nivel, medición de áreas y volúmenes y diversos productos que muestran la apariencia real del terreno. (Ferreira & Aira, 2010, pág. 1)

Durante el trayecto de vuelo del dron realiza una serie de imágenes subortogonales, este dispositivo sobrevuela la superficie a una altura máxima de 120 metros para tener una mayor precisión y calidad de las imágenes. La superficie de la concesión debe estar libre de interferencias como grandes árboles o estructuras que puedan afectar a la calidad de las fotografías aéreas realizadas por el dron. Es importante recalcar que se realizaron varios sobrevuelos ya que el tiempo de vuelo del dron es de 20 a 25 minutos por la capacidad limitada de la batería, además

que para una mayor efectividad las operaciones de vuelo se deben realizar en condiciones climáticas ideales para no dañar el dispositivo.

Luego que se han obtenido todas las capturas e imágenes necesarias los datos son exportados a softwares especializados en procesos fotointerpretación, estos softwares crean una nube de puntos, cada uno de estos puntos tienen las coordenadas x, y, z. A partir de esta nube de puntos se puede crear curvas de nivel, imágenes georeferenciadas, modelos digitales del terreno en este caso se utilizaron los AutoCAD 2015, AutoCAD Civil 3D, ArcGIS 10.3.

Los resultados del levantamiento topográfico es el siguiente mapa de curvas de nivel se muestran en la Figura 2.2.

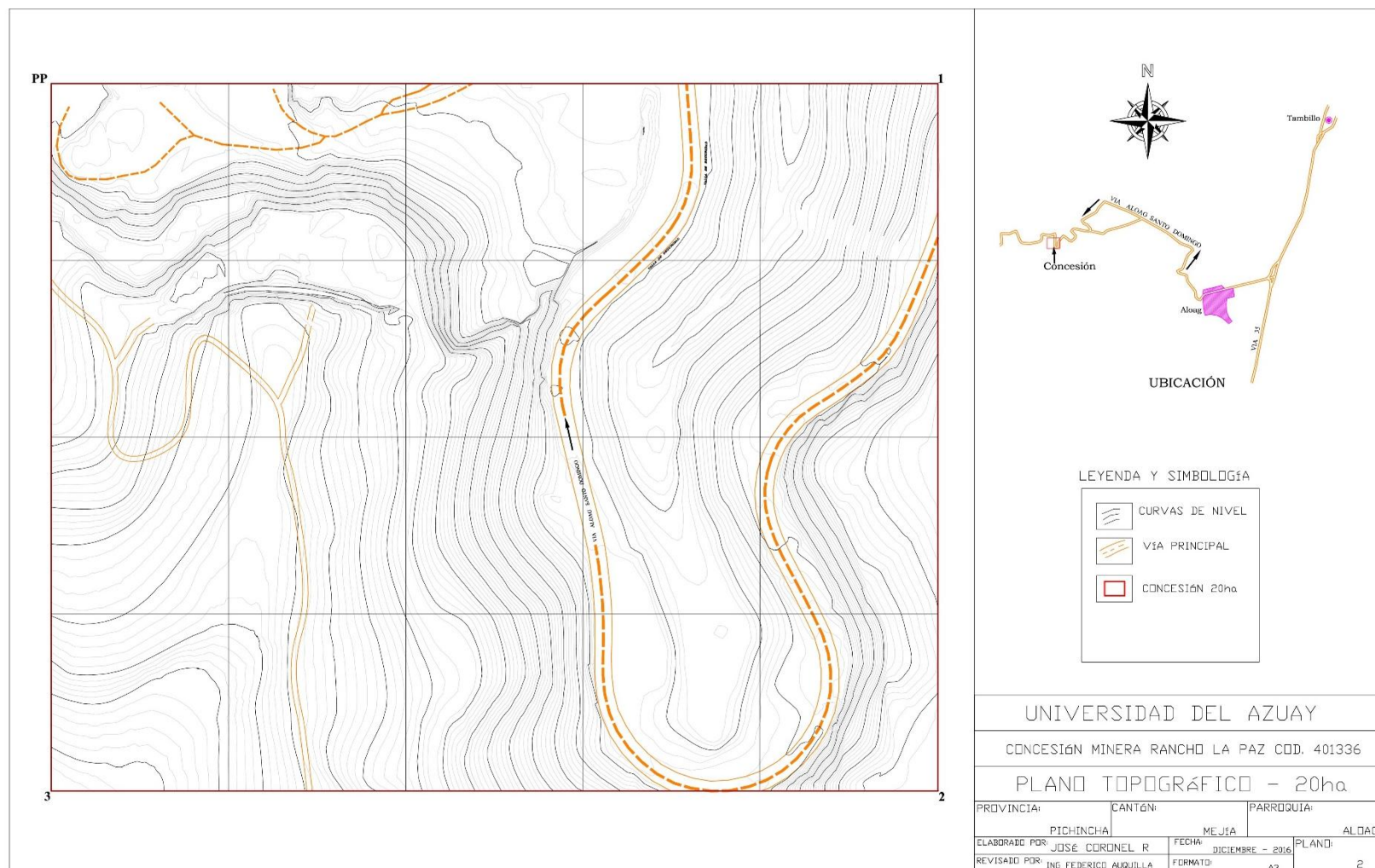


Figura 2.2 Área de la Concesión – 20ha

La zona de interés para el cálculo de reservas y la posterior explotación se redujo a 11 hectáreas mineras contiguas debido a que la concesión es atravesada por la vía Aloag – Santo Domingo, es por esto que los propietarios de la concesión tiene el interés de renunciar a las 9 hectáreas restantes que están ubicadas al oeste de la carretera, además que esta zona tiene una topografía muy irregular lo que hace muy difícil la explotación minera. En la Tabla 2.3 se establecen los puntos de coordenadas para graficar el área de explotación.

Tabla 2.3 Coordenadas del Área de explotación

	WGS84		PSAD56	
Punto	Este (X)	Norte (Y)	Este (X)	Norte (Y)
PP	762542	9950424	762800	9950800
1´	762888	9950424	763146	9950800
2´	762888	9950374	763146	9950750
3´	762812	9950274	763070	9950650
4´	762812	9950024	763070	9950400
5´	762542	9950024	762800	9950400

En la Figura 2.3 se visualiza el mapa topográfico del área de explotación.

En la figura 2.4 se puede apreciar una vista lateral del modelamiento en 3D del área de interés para la explotación.

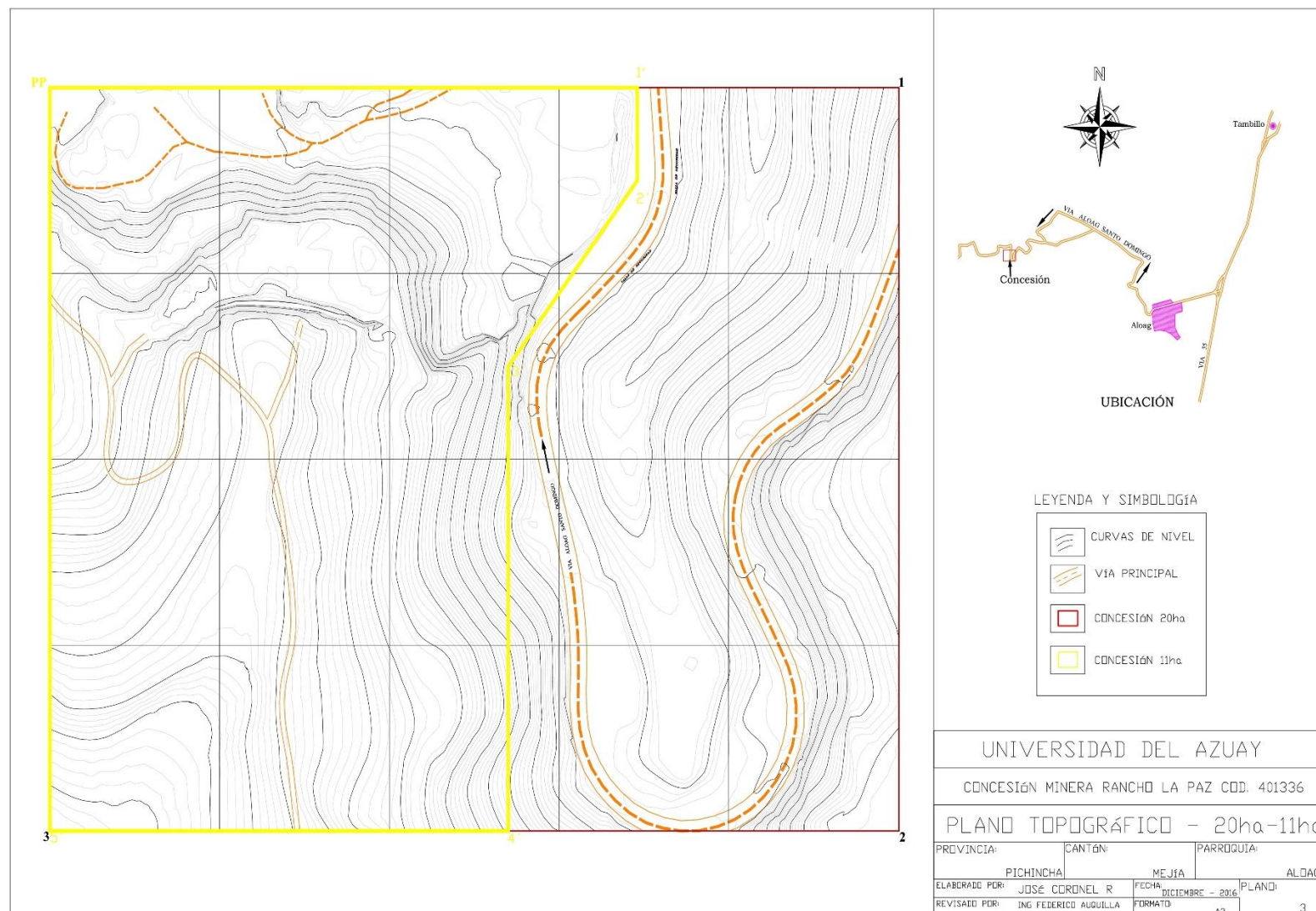


Figura 2.3 Área de Concesión (20ha) y Área de Explotación (11ha)

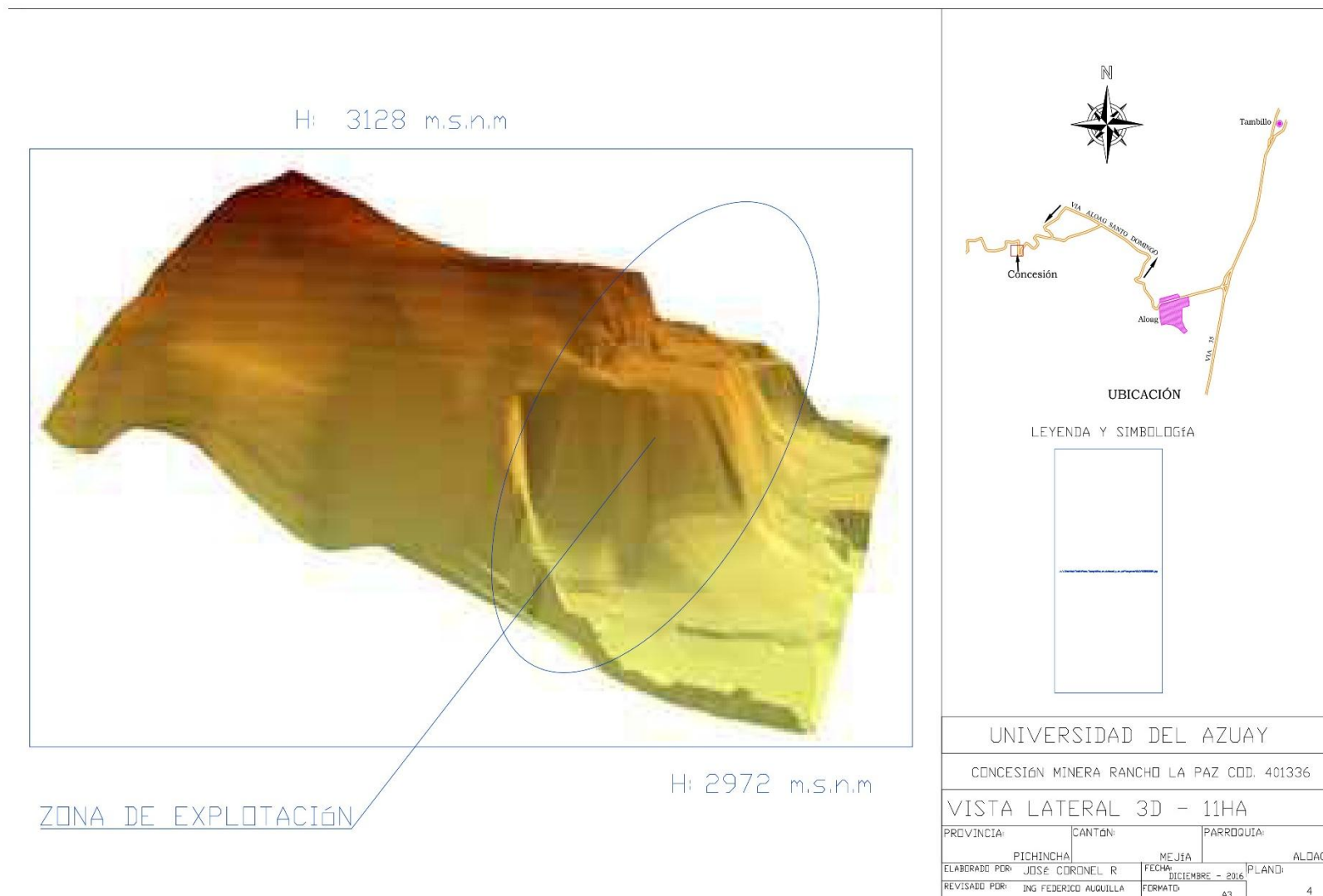


Figura 2.4 Vista Lateral en 3D – 11ha

2.2 Cálculo de reservas.

Cuando se ha identificado el yacimiento o el material de interés se puede realizar el cálculo de reservas minerales, las mismas que se pueden clasificar en:

Reservas probadas.- Volumen de mineral que se calcula usando como base los resultados obtenidos de los trabajos de muestreo y sondajes. Los estudios permiten establecer matemáticamente la geometría de la reserva, su volumen y la ley del mineral, por lo que se indica que se tiene certeza de su continuidad. (Energia, 2011, págs. 1-2)

Reservas probables.- Volumen de mineral que se calcula en base a información menos exhaustiva que en el caso de las reservas probadas. Tanto la geometría, como el volumen de mineral y la ley han sido inferidos a partir de estudios preliminares, por lo que se indica que existe riesgo de discontinuidad. (Energia, 2011, págs. 1-2)

Las reservas mineras son la porción de los recursos medido o indicado económicamente extraíble la cual incluye factores geológicos, metalúrgicos, geotécnicos, medioambientales, sociales y gubernamentales. El cálculo de reservas busca entregar el potencial económico que pueden tener los recursos mineros dando origen a diseños mineros que sustentan el plan minero a partir del cual es calculado el flujo de caja del proyecto.

El volumen total del material que va a ser removido durante la fase de explotación es de $8'747.056 \text{ m}^3$, este valor incluye la sobrecarga y las reservas probadas. Para acceder a las reservas de material útil es necesario remover una sobrecarga que tiene un volumen de $1'092.731,53 \text{ m}^3$.

Reservas Probadas.

Es el volumen del material calculado del que se tiene una evidencia clara de su existencia, determinado por el registro de afloramientos en los taludes de frentes de explotación, trincheras, zanjas exploratorias, caminos internos y la carretera que cruza junto a la concesión y con el apoyo de la base topográfica digitalizada se hace posible el cálculo de las reservas probadas explotables, sobre las cuales se basará la delimitación de los bloques de explotación, el método de explotación y el estudio económico para determinar la viabilidad económica del proyecto. Para la delimitación

de las reservas probadas se tomó como base la cota 2975 msnm, altura que corresponde al ingreso a la cantera, en la que se tiene certeza de la existencia del depósito y la profundidad límite de la cantera ya que a esta altitud se encuentra la vía Aloag – Santo Domingo.

El área de la concesión minera “Rancho La Paz” tiene 20 hectáreas mineras y se encuentra atravesada por la vía Aloag – Santo Domingo, es por esto que la zona de interés para la evaluación de reservas probadas y el estudio para realizar la planificación minera y su respectivo método de explotación corresponde a una superficie de 11,56 hectáreas mineras, área que se encuentra ubicada al este de la concesión minera y de la vía. Las coordenadas de esta área están descritas en la tabla 2.3.

En esta área se estableció un volumen de reservas probadas las cuales son económicamente explotables, además, para esta área se incluye estudios de factibilidad, ambientales, económicos y legales.

Para el cálculo del volumen de las reservas probadas se utilizó el software AutoCAD Civil 3D, con estos softwares se puede graficar la geometría del yacimiento en imágenes tridimensionales o 3D, a partir de estas imágenes el software puede calcular el volumen de las reservas.

Las reservas probadas tienen un volumen total de 7'654.324,47 m³.

En la Figura 2.5 se muestra el Corte A-B.

En la Figura 2.6 se puede observar el Perfil de Las Reservas Probadas realizado a partir del Corte A- B.

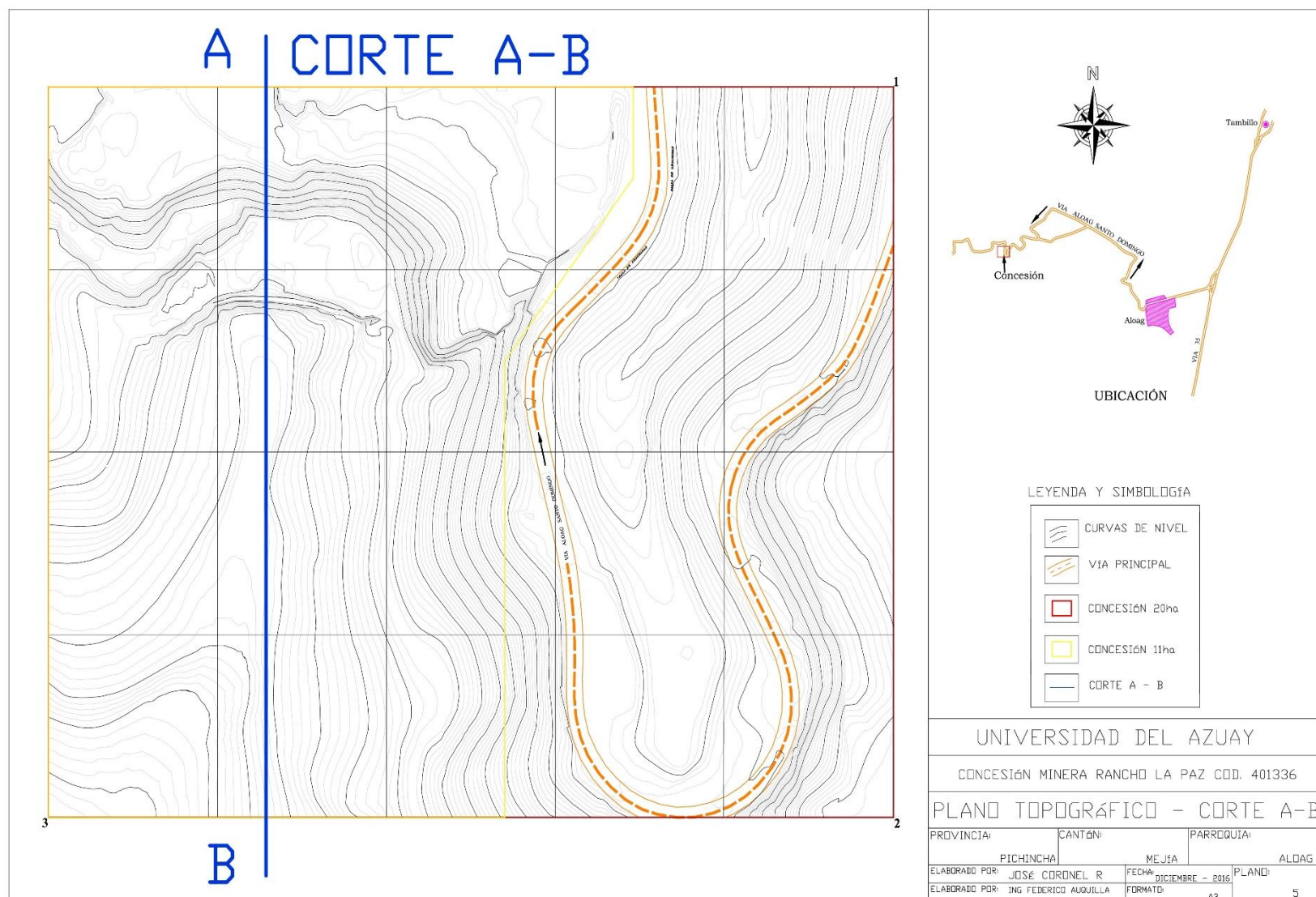


Figura 2.5 Corte A - B

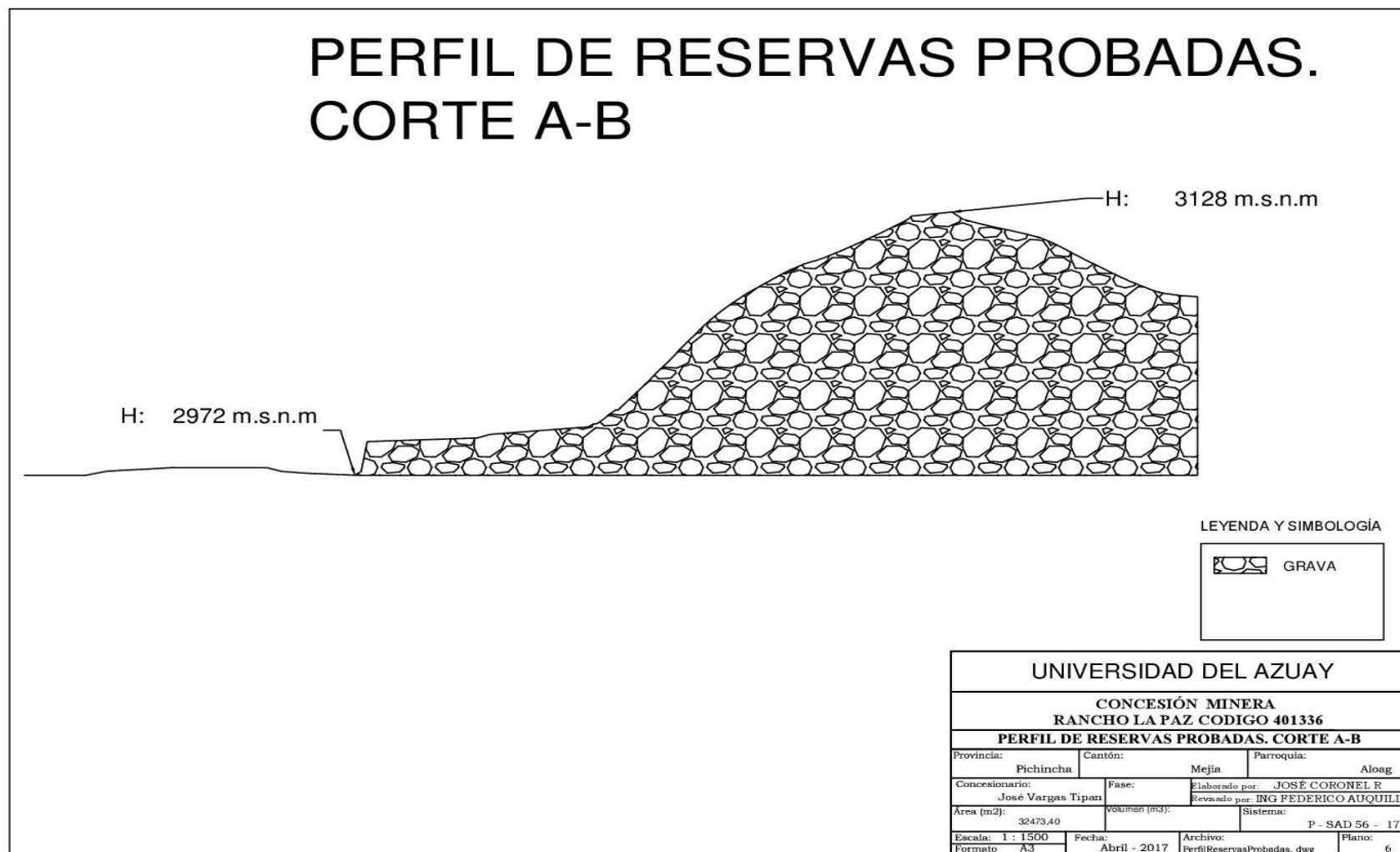


Figura 2.6 Perfil de Reservas Probadas

Reservas Probables.

Estas reservas son usadas en general para prolongar la vida útil del yacimiento. Para determinar el tiempo de vida del yacimiento se toma en cuenta solo el volumen correspondiente a las reservas probadas, las mismas que constituyen un grado de certeza más del 80%, y no los valores inferidos a partir de pautas geológicas del yacimiento con un grado de certeza inferior.

La profundidad límite de la cantera para realizar las labores de extracción del material pétreo sería la cota 2975 msnm. Geológicamente se puede estimar una continuidad del depósito con las mismas características hasta una profundidad de 25 metros adicionales, (cota 2950 msnm), estas reservas determinadas cae a la categoría de probables (incertidumbre de +/- 25% existencia).

Para el cálculo del volumen de las reservas probables se utilizó el software AutoCAD Civil 3D, con estos softwares se puede graficar la geometría del yacimiento en imágenes tridimensionales o 3D, a partir de estas imágenes el software puede calcular el volumen de las reservas.

Las reservas probables tienen un volumen total de 2'472.418,23 m³.

Reservas Posibles.

Las reservas posibles estarían por debajo de la zona categorizada como probable (desde la cota 2950 msnm hasta 2925 msnm), estas reservas han sido calculadas pero no serán tomadas en cuenta para una posible extracción ya que no sería recomendable explotar hasta este nivel por condiciones geológicas y topográficas y de seguridad de la mina.

El cálculo del volumen de las reservas posibles se utilizó el software AutoCAD Civil 3D.

Las reservas posibles tienen un volumen total de 2'875.366,64 m³.

En la siguiente tabla 2.4 se representa un resumen del volumen de las reservas probadas, probables y posibles.

Tabla 2.4 Volumen de Reservas

VOLÚMEN DE RESERVAS	
TIPO DE RESERVAS	VOLÚMEN EN M³
Reservas Probadas	7'654.324,47
Reservas Probables	2'272.418,23
Reservas Posibles	2'875.366,64

2.3 Muestreo del Macizo Rocoso.

Con la información preliminar sobre la geología del yacimiento se realizó la recolección de la muestras en diferentes puntos del área minera, la mayor parte de las muestras se tomó en los frentes de explotación en donde la capa vegetal y la sobrecarga ya fueron removidas y se ha extraído material.

El principal objetivo del muestreo es obtener las muestras necesarias de material, las mismas que servirán para realizar los diferentes ensayos o pruebas de campo y de laboratorio con las cuales se podrá determinar y obtener las propiedades geomecánicas que serán útiles para el diseño de los diferentes procesos mineros.

La toma de muestras se realizó en 4 puntos de la concesión minera las mismas que fueron georeferenciados con el uso de un GPS. En la Tabla 2.5 se especifican los puntos en donde se realizaron las muestras.

Tabla 2.5 Coordenadas de los Puntos de Muestreo

	WGS84		PSAD56		
Punto	Este (X)	Norte (Y)	Este (X)	Norte (Y)	Altura
1	762590	9950378	762848,88	9950753,64	2974
2	762649	9950383	762907,48	9950758,92	2988
3	762710	9950348	762968,05	9950724,14	3042
4	762794	9950300	763052,25	9950676,02	2970

CAPÍTULO 3

PLANIFICACIÓN, DISEÑO DE EXPLOTACIÓN Y CONTROL DE PRODUCCIÓN

Introducción.

Para poder realizar la planificación minera a corto plazo se debe partir de estudios comprobados de las reservas minerales del yacimiento el cual le dará un valor económico a las reservas minerales que podrían representar un negocio rentable para los empresarios. La planificación minera pronostica un posible futuro en base a los objetivos planteados. Dentro de la planeación se debe elaborar un método de explotación y un plan de extracción que servirán para evaluar la factibilidad técnica y económica. En el plan minero se debe considerar y analizar a profundidad todos los factores técnicos, geológicos, ambientales, legales y económicos.

Según (Whittle, 2000, pág. 12), “La planificación minera es la disciplina que se encarga de la gestión de los procesos involucrados en la explotación de recursos mineros. Su desarrollo se ha visto favorecido por las tecnologías de la información, que han potenciado la convergencia de la administración estratégica y la optimización minera”.

3.1 Factores Geomecánicos.

El material a extraerse de la concesión minera “Rancho La Paz” son rocas volcano - sedimentarias de composición andesita-basáltica recubiertas de conglomerados, este material rocoso servirá para la elaboración de diferentes subproductos pétreos, es por esto que es necesario identificar las características físico-mecánicas de las rocas, además con estos datos se podrá establecer el método de explotación, determinar si se necesita un sistema de perforación y voladura y poder dimensionar la maquinaria que se usará en los diferentes procesos.

3.1.1 Peso Específico (ρ).

Según (L. Mott, 2006, pág. 15), “Peso específico es la cantidad de peso por unidad de volumen de una sustancia”.

Fórmula:

$$\rho = \frac{G}{V} \text{ gr/cm}^3$$

Donde:

ρ = peso específico en gr/cm³.

G= peso de la muestra en gramos.

V= volumen de la parte dura de la muestra.

Con las muestras recolectadas se realizaron los respectivos ensayos de laboratorio para determinar el peso específico las cuales dieron como resultado $\rho = 2,6 \text{ gr/cm}^3$.

3.1.2 Densidad (δ).

Según (L. Mott, 2006, pág. 14), “Densidad es la cantidad de masa por unidad de volumen de una sustancia”.

Para obtener la densidad de las muestras tomadas en los diferentes puntos georeferenciados de la concesión minera se realizó los respectivos ensayos de laboratorio. La masa se puede obtener de la muestra se puede medir con una balanza digital y el volumen es la cantidad de líquido que el objeto o la masa desplaza.

Fórmula:

$$\delta = \frac{m}{v} = \text{gr/cm}^3$$

Donde:

δ = densidad en gr/cm³

m= masa en gr

v= volumen en cm³

$$\delta = \frac{2,6 \text{ gr}}{1,16 \text{ cm}^3}$$

$$\delta = 2,17 \text{ gr/cm}^3$$

3.1.3 Porosidad (P).

Según (Pérez Valcárcel, 2008, pág. 10) , “Definimos la porosidad P como la razón entre el volumen de huecos y el volumen total de la muestra”.

Para el cálculo de la porosidad se utiliza la siguiente formula:

$$P = \frac{S - S_a}{S} * 100\%$$

Donde:

P= porosidad en porcentaje de volumen de la muestra.

S= densidad real dela roca en gr/cm³.

S_a= densidad aparente de la roca en gr/cm³.

$$P = \frac{2,6 - 2,43}{2,6} * 100\%$$

$$P = 6,53\%$$

3.1.4 Esponjamiento (Ke).

Según (Construcción, 2017, pág. 1), “Es el aumento de volumen aparente de un volumen dado de arena, fenómeno que no se presenta en las gravas. El esponjamiento ha de tenerse muy en cuenta a la hora de calcular la producción de excavación y valorar adecuadamente los medios de transporte”.

Para el cálculo del esponjamiento se puede utilizar la siguiente formula:

$$Ke = \frac{\delta_e}{\delta}$$

Donde:

Ke = coeficiente de esponjamiento

δe = densidad de la roca después del arranque en gr/cm^3 .

δ = densidad de la roca en gr/cm^3 .

Reemplazando los datos obtenemos:

$$Ke = \frac{1,23}{2,17}$$

$$Ke = 0,57$$

3.1.5 Resistencia a la Compresión Simple.

La resistencia a la compresión uniaxial (RCS) es el esfuerzo de compresión axial máximo que puede tolerar una muestra cilíndrica recta de material antes de fracturarse. Se conoce también como la resistencia a la compresión no confinada de un material porque el esfuerzo de confinamiento se fija en cero. (Schlumberger, 2017, pág. 1)

Para determinar esta característica de las rocas se puede realizar pruebas de campo con las cuales nos ahorra tiempo y nos da un resultado aproximado del valor de la resistencia a la compresión. Los pasos a seguir se detalla en la siguiente Tabla 3.6 que especifica la resistencia a la compresión simple:

Tabla 3.6 Resistencia a la Compresión Simple

Grado	Descripción	Identificación en campo	Resistencia a la compresión simple (MPa)
S1	Arcilla muy blanda	Penetrada fácilmente varias pulgadas por el puño.	< 0,025
S2	Arcilla blanda	Penetrada fácilmente varias pulgadas por el dedo pulgar.	0,025 – 0,05
S3	Arcilla media	Penetrada varias pulgadas por el dedo pulgar, usando esfuerzo moderado.	0,05 – 0,10
S4	Arcilla semidura	Deja fácilmente hendidura por la acción del dedo pulgar, pero penetra solamente con gran esfuerzo.	0,10 – 0,25
S5	Arcilla dura	Mellada fácilmente por la uña del pulgar.	0,25 – 0,50
S6	Arcilla muy dura	Mellada con dificultad por la uña del pulgar.	0,50 – 1
R0	Roca extremadamente débil	Mellada por la uña del pulgar.	0,25 – 1
R1	Roca muy débil	Se disgrega por golpes fuertes de la punta de la piqueta; puede ser desconchada por una navaja.	1 – 5
R2	Roca débil	Puede ser desconchada por una navaja, con dificultad.	5 – 25
R3	Roca medianamente resistente	No puede ser rayada o desconchada por navaja; la muestra puede ser fracturada por un golpe fuerte de la punta de la piqueta.	25 – 50
R4	Roca fuerte	La muestra requiere más de un golpe de la piqueta para fracturarla.	50 – 100
R5	Roca muy fuerte	La muestra requiere varios golpes de la piqueta para fracturarla.	100 – 250
R6	Roca extremadamente resistente	La muestra puede ser solamente astillada por la piqueta.	> 250

Fuente: Rahn (1986), Walthan (1999), Obert y Duval (1967), Farmer (1968)

Con la identificación realizada en campo que se describe en la tabla 3.6 que dice que si la muestra requiere más de un golpe de la piqueta para fracturarle el valor de la compresión simple está en el rango de 50 – 100 MPa, es decir se puede describir como una roca fuerte.

Para corroborar los ensayos en campo se realiza pruebas en laboratorio recolectando muestras en diferentes puntos del área. Con las muestras recolectadas en campo se puede realizar ensayos de laboratorio para determinar la resistencia a la compresión simple. Las muestras se deben preparar en la cortadora buscando medidas en que la altura de la muestra sea de 2 a 3 veces el diámetro de la muestra, la misma que se debe pesar y medir para llevar un registro. Luego se coloca en la prensa y se aplica una carga hasta que el espécimen falle o deforme, en ese instante se obtiene el valor de la resistencia a la compresión simple.

En la Tabla 3.7 se describe la resistencia a la compresión uniaxial.

Tabla 3.7 Resistencia a la Compresión Uniaxial

Clase	Descripción	Resistencia a la compresión uniaxial		Tipos de roca
		(PSI)	(MPa)	
A	Resistencia muy alta	> 32.000	≈ 220	Cuarцитas, diabasas. Mayoría de rocas ígneas. Ciertas rocas metamórficas. Areniscas frágilmente cementadas. Lutitas resistentes. Mayoría de las calizas. Ciertas dolomitas.
B	Resistencia alta	16.000 – 32.000	≈110 a ≈220	
C	Resistencia media	8.000 – 16.000	≈55 a ≈110	Algunas lutitas. Areniscas y calizas porosas. Esquistos y rocas metamórficas.
D	Resistencia baja	4.000 – 8.000	≈28 a ≈55	Rocas porosas de baja densidad. Areniscas deleznales. Tufas y lutitas arcillosas. Rocas meteorizadas y químicamente alteradas de cualquier litología.
E	Resistencia muy baja	< 4.000	< 28	

Fuente: Rahn (1986), Walthan (1999), Obert y Duval (1967), Farmer (1968)

Los ensayos de laboratorio de resistencia a la compresión dieron como resultado que las muestras tienen una resistencia a la compresión uniaxial de $\sigma_{comp} = 83 \text{ MPa}$.

En la tabla 3.8 se puede apreciar un resumen de todas las propiedades geomecánicas del material que se realizó los diferentes análisis.

Tabla 3.8 Propiedades Geomecánicas

PROPIEDADES GEOMECAÑICAS	
PROPIEDADES	VALORES
Peso específico (ρ)	$\rho = 2,6 \text{ gr/cm}^3$.
Densidad (δ)	$\delta = 2,17 \text{ gr/cm}^3$
Porosidad (P)	P= 6,53%
Esponjamiento (Ke)	Ke= 0,57
Resistencia a la Compresión Simple.	$\sigma_{comp} = 83 \text{ MPa}$.

3.2 Método de Explotación.

Luego de realizar los estudios geológicos, topográficos y de las características físico – mecánicas de la zona que va a ser explotada se puede establecer que el método de explotación más adecuado es la explotación minera a cielo abierto por el método de terrazas o bancos descendentes con arranque mecánico o banqueo con maquinaria, descartándose la utilización de explosivos por las características del material antes descritas.

Canteras en Ladera.

Estas explotaciones son las más comunes y se caracterizan por un gran número de bancos, aunque hace pocos años la tendencia era trabajar con pocos bancos muy altos.

Excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos:

- Permite reiniciar la restauración con antelación y desde los bancos superiores hasta los de menor cota.
- Requieren una definición previa del talud final y, consecuentemente, un proyecto a largo plazo.
- Exigen construir toda la infraestructura viaria para acceder a los niveles superiores desde el principio y obliga a una mayor distancia de transporte en los primeros años de la cantera. (Herrera Herbert, 2006, págs. 8 - 9)

3.2.1 Factores Geométricos.

En el desarrollo de las fases de explotación con este método de terrazas se necesita los siguientes factores operativos:

3.2.1.1 Profundidad límite de la cantera (H).

La profundidad límite de la cantera se estableció a partir de mapas geológicos, mapas topográficos y fichas técnicas en donde especifica las cotas del área concesionada. Será el límite hasta donde se puede explotar los materiales.

$$H_{total} = H_s - H_i$$

$$H_{total} = 3128 - 2975$$

$$H_{total} = 153 \text{ metros}$$

H_{total} = Altura total en metros.

H_s = Cota superior en metros.

H_i = Cota inferior en metros.

3.2.1.2 Altura y Ángulo Del Banco.

Para poder establecer la altura del banco se debe partir de las características físico-mecánicas de las rocas, las dimensiones de los equipos de trabajo que vamos a utilizar en los frentes de explotación y el factor seguridad que es muy importante. En zonas de explotación de características similares se ha optado por una altura entre 10 m y 20 m, pero una altura muy significativa tiene más inconvenientes como el factor seguridad y es necesario mayor inversión en maquinaria que no está disponible en nuestro medio. En la Tabla 3.9 se detallan los ángulos y altura de los taludes.

Tabla 3.9 Ángulo para taludes en trabajo y en receso de canteras en función del coeficiente de Protodiakonov

GRUPO DE ROCAS	CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO	ALTURA DE UN BANCO EN TRABAJO. (m)	ANGULO DE TALUD DE LOS BANCOS. (°)		
			EN TRABAJO	EN RECESO	
				PARA UN BANCO	PARA 2-3 UNIDADES
	Rocas altamente resistentes, sedimentarias, metamórficas y efusivas	15-20	HASTA 90°	70-75°	65-70°

ROCAS PEÑASCOSAS. $\sigma_{comp} = 8 \times 10^7 \text{ Pa}$ $f > 8$		Rocas resistentes poco fracturadas y débilmente meteorizadas, sedimentarias, metamórficas y efusivas	15-20	HASTA 80°	60-75°	55-60°
		Rocas resistentes, fracturadas y débilmente meteorizadas, sedimentarias, metamórficas y efusivas	15-20	HASTA 75°	55-60°	50-55°
ROCAS POCO RESISTENTES, PEÑASCOSAS Y SEMIPEÑASCO SAs.	f > 8	Rocas sedimentarias, metamórficas y efusivas de la zona meteorizada, calizas relativamente estables en los taludes, areniscas, alebrolitas y otras rocas sedimentarias con cemento silíceo,	10-15	70-75°	50-55°	45-50°
		Conglomerados, gneis, porfiritas, granitos y toba				
	1 < f < 8	Rocas sedimentarias, metamórficas y efusivas altamente meteorizadas todas las rocas intensamente meteorizadas en los taludes (argilitas, alebrolitas y esquistos)	10-15	60-70°	35-45°	35-40°
		Rocas arcillosas así como también todas las rocas totalmente desintegradas (descompuestas)	10-15	50-60°	40-45°	35-40°
		Rocas arcillo arenosas	10-15	40-50°	35-45°	30-40°
		Rocas gravo- arenosas	10-15	HASTA 40°	30-40°	25-35°

Fuente: Fuente: Tecnología de Explotación de Minerales duros por el Método a Cielo Abierto del Dr. PhD Ing. Galo Humberto Sosa Gonzáles

De acuerdo a las características físicas – mecánicas del macizo rocoso y de los resultados obtenidos en los diferentes ensayos en la tabla 3.9 se recomienda una altura entre 10m y 15m, por seguridad se trabajará con bancos de 10 metros de altura. Para los ángulos de inclinación la tabla establece entre 60° y 75°, para mayor estabilidad y seguridad de los taludes temporales y finales el ángulo será de 60°. La elección correcta de los valores garantiza seguridad en las operaciones mineras, al equipo técnico y la maquinaria.

Existen varias formas de calcular la altura de los bancos, la más común es la siguiente:

$$H_b = 0,9 * H_{\text{exc máx}}$$

$$H_b = 0,9 * 10,3$$

$$H_b = 9,27\text{m, optamos por } 10 \text{ metros}$$

Dónde:

H_b = altura del banco en metros.

$H_{exc \text{ máx}}$ = máxima altura en metros que alcanza el cucharón

$H_{exc \text{ máx}} = 10,3\text{m}$ (excavadora CAT -325DL).

3.2.1.3 Número de bancos.

$$H_{final} = H_{total} - So.capa$$

$$H_{final} = 153 - 13$$

$$H_{final} = 140 \text{ metros}$$

H_{final} = Altura final en metros.

$So.capa$ = Altura de la Sobrecapa en metros.

H_{total} = Altura total en metros.

El número de bancos está establecido por la fórmula:

$$Nbancos = \frac{H_f}{H_b}$$

Dónde:

H_f = Altura de Cantera en metros.

H_b = Altura de banco en metros.

$$Nbancos = \frac{140}{10}$$

$$Nbancos = 14$$

3.2.1.4 Ancho de plataformas de trabajo y de las vías.

Este espacio de la plataforma debe ser suficiente para que permita el manejo de la maquinaria de forma holgada y segura. Estas plataformas se utilizarán para el transporte y carguío durante la fase de producción y también como vías de acceso a los frentes de explotación. Para el cálculo se utiliza la siguiente fórmula:

$$T = 2 (A + Y) + X$$

Dónde:

A= Ancho del volquete de 13 m³= 3m

Y= Zona de resguardo entre carriles= 1 m

X= 0,5 + 0,05v

v= velocidad de transporte= 12 km/h

$$T = 2 (3 + 1) + [0,5 + 0,05(12)] * 2$$

$$T = 18,2m$$

Se optó por utilizar T= 20 metros.

Todos los factores geométricos necesarios para el diseño de explotación se pueden resumir en la siguiente Tabla 3.10:

Tabla 3.10 Factores Geométricos

FACTORES	VALORES
Método de explotación	Bancos descendentes (Cielo Abierto)
Altura de los bancos (h)	10 mts
Ancho de los bancos (a)	20 mts
Angulo de la cantera (talud final)	60°
Numero de bancos	14
Largo del banco	30 mts

En la Figura 3.7 se representan gráficamente los valores de los factores geométricos que están descritos en la Tabla 3.10.

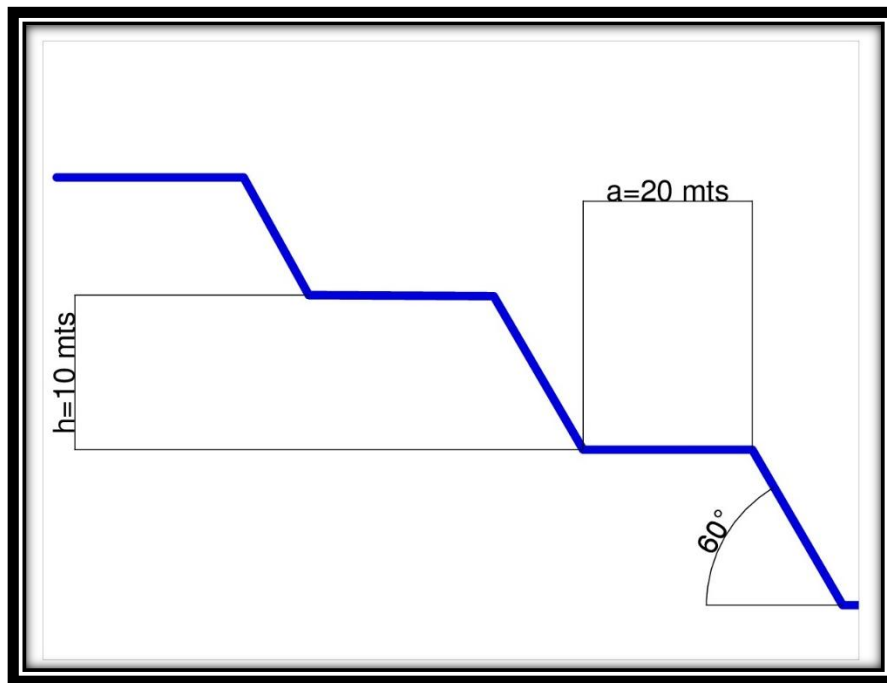


Figura 3.7 Factores Operativos

3.3 Planificación Minera a Corto Plazo.

La Planificación Minera.

Las empresas mineras, desde hace más de un siglo, están obligadas a presentar a la administración, un proyecto de la explotación a realizar, previamente al otorgamiento de la concesión y, posteriormente un plan de labores anual, como corresponde al concepto de control por parte del Estado o Nación de la concesión administrativa otorgada, ya que es la verdadera propietaria de la riqueza minera del país. (Ortiz de Urbina & Moyano, 2001, pág. 10)

Periodo de Duración del Plan Minero.

En función de la diferente precisión de los datos y de la escala espacial de los mismos periodos el plan minero a completar de una explotación, grande o pequeña, se descompone en:

Proyecto: De 15 a 30 Años - Largo plazo

Plan de Producción: De 3 a 5 años - Medio plazo

Plan de Labores: De 1 Año - Corto plazo. (Ortiz de Urbina & Moyano, 2001)

3.3.1 Metodología de Explotación.

La elección del método explotación depende de numerosos factores, como son: la profundidad y la morfología del yacimiento, las características geomecánicas de los materiales, etc.

La determinación de la capacidad de producción es una decisión crítica que incide directamente sobre la rentabilidad del negocio minero y que debe realizarse por los analistas de técnicas de optimización sobre la base de modelos económicos

En el plan de extracción básico se establece la secuencia y el orden con que se llevará a cabo la misma. Por último, la selección de la maquinaria se efectuará partiendo de los volúmenes de material a mover, de la organización de la operación y del calendario laboral, además se debe intentar que el número de máquinas sea el menor posible. En la Figura 3.7 se representa el esquema de trabajos de explotación.

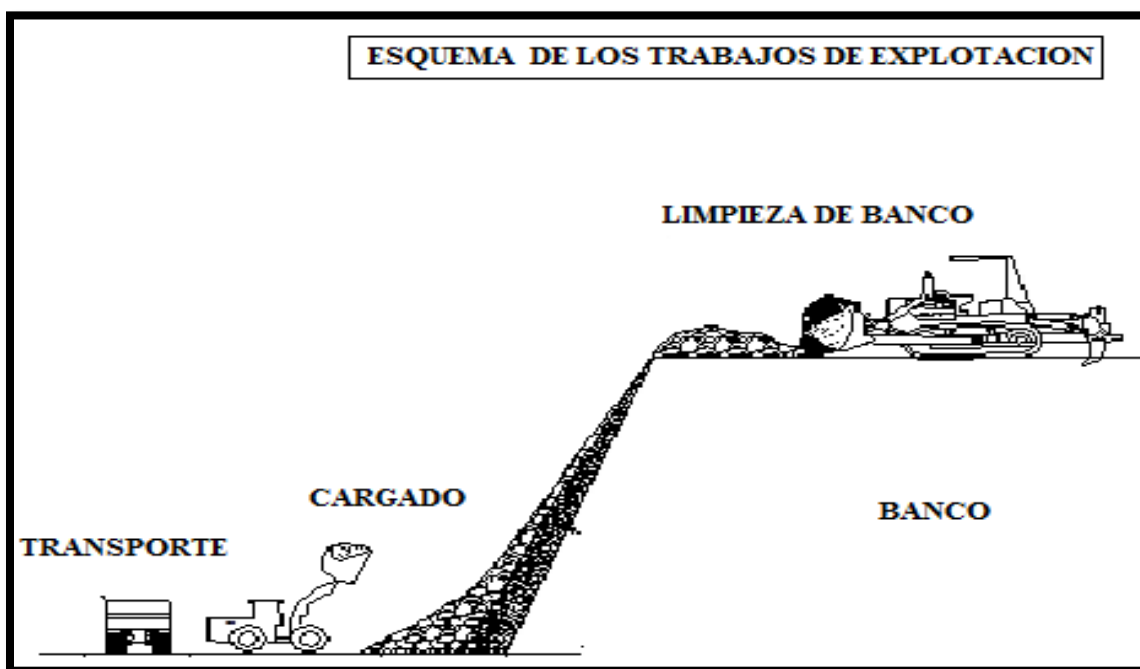
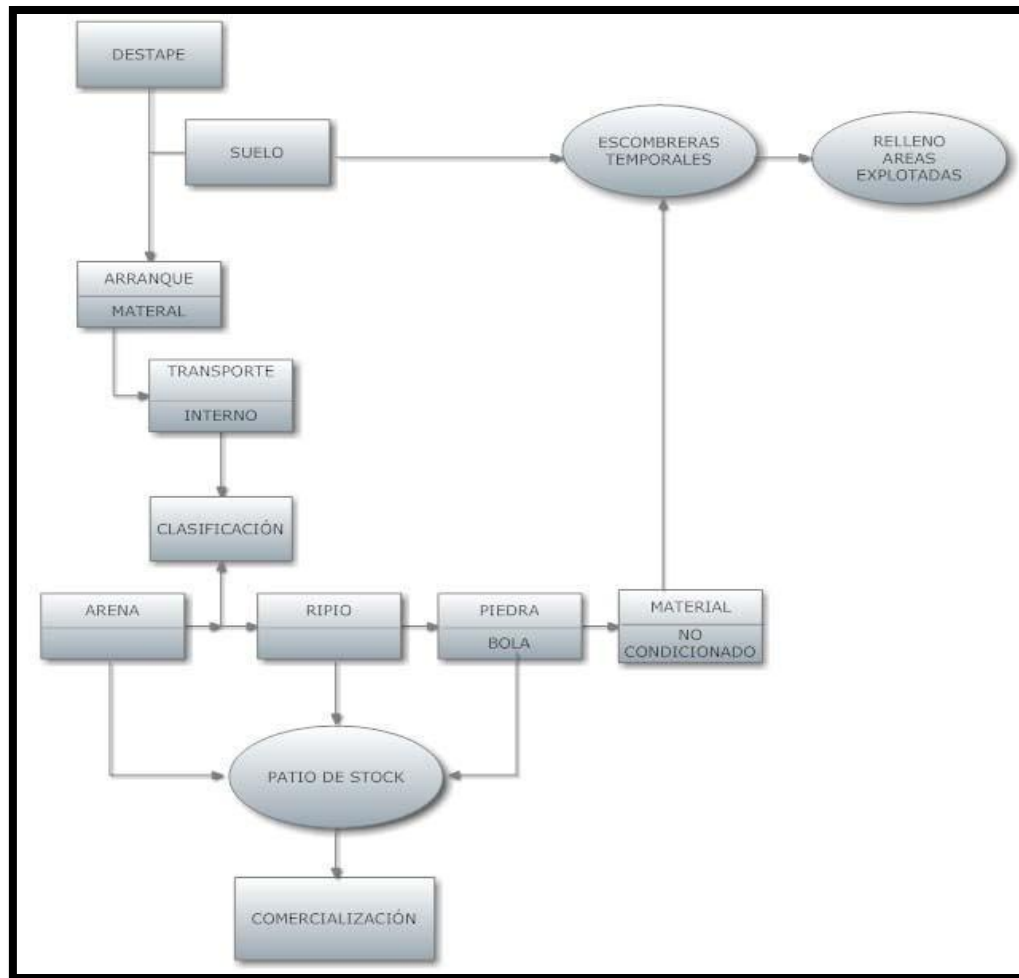


Figura 3.8 Esquema de trabajos de explotación**3.3.2 Descripción detallada de las operaciones mineras contempladas en el proyecto.**

En la Figura 3.8 se detalla el esquema de las operaciones mineras que se realizarán para la extracción del material pétreo.

**Figura 3.9 Operaciones mineras**

Antes del arranque del material o fase de explotación se realizan las siguientes operaciones:

- **Preparación y destape del suelo orgánico:**

Se construyen obras de drenaje que defienden a la cantera contra las corrientes de aguas lluvias, estas obras pueden ser canales o cunetas. En esta fase se procede al desbroce de forma

manual de la vegetación, en el cual se retiran convenientemente especies arbustos y de matorral.

Esta operación da la oportunidad de reconocer el suelo fértil y las especies nativas, semillas, etc., para reforestar y para la recuperación del espacio explotado. Localmente conocemos que la potencia de la cobertura vegetal varía de 0.5 a 1 metros.

- **Corte y movimiento de la sobrecarga.**

El método escogido debe garantizar la seguridad de los trabajadores y causar el mínimo impacto ambiental. En esta actividad se retira todo el material de sobrecarga y se deja el material útil listo para que sea arrancado por cualquier medio.

En el frente de explotación se puede ver claramente que bajo la capa de suelo orgánico subyace un estrato de arcilla con lentes intercaladas de lapilli, cuya potencia en cierto lugares alcanza de 8 a 10 metros, dificultando las labores extractivas ya que hay que destapar una potente capa de sobrecarga para llegar a la parte de interés.

El destape se efectúa excavando trincheras de acceso (caminos internos en la cantera). La trinchera es una labor inclinada que sirve para el destape del yacimiento y que permite la vinculación de la superficie con los bancos de trabajo.

- **Extracción del nivel de grava.**

La finalidad técnica de los trabajos de extracción es permitir en forma sistemática efectuar el arranque del material con eficacia y el volumen de producción exigido en el plan establecido.

Este proceso consiste en el arranque de las rocas de los bancos preparados, y se realiza de manera directa, para lo cual se utilizan excavadoras, las mismas que disgregan el material. Cuando el frente de explotación se encuentra cerca de las zarandas, una cargadora frontal se encarga de colocar directamente en las tolvas de las zarandas clasificadoras.

En secuencia se va creando los bancos descendentes mediante cortes mecánicos, así se llega al diseño escalonado preliminar, seguidamente se comienza a explotar individualmente

cada uno de ellos, hasta llegar al ancho y profundidad límite de extracción, que se estableció para este proyecto.

- Sistema de procesamiento.

Si el frente de explotación se encuentra distante de donde se ubican las zarandas el material extraído es alimentado a los camiones los cuales llevan hasta las zarandas estacionarias ubicadas dentro del área de la concesión para su respectiva clasificación.

El material suave obtenido del laboreo con excavadora es llevado hasta las zarandas estacionarias, donde se obtienen los diferentes productos como: arena, ripio, base, sub-base, piedra bola y material grueso no condicionado donde se obtienen los molones (trozos de piedra) por medio de un trozamiento secundario.

- Ubicación de escombreras.

El material procedente del desbroce y destape será depositado en un área destinada para la escombrera, dicha escombrera se ubica dentro de la concesión por lo que los tiempos estimados en transporte serán muy reducidos. El volumen total a transportar es de 1'092.731,53 m³, este material será transportado en volquetes de la empresa que tienen una capacidad de 13 m³.

El almacenamiento del material se lo efectúa siempre en sitios de trabajo permanente o temporales, para el caso de la cantera en estudio debe encontrarse una coordinación entre la producción establecida y la demanda del producto.

El material que no ha sido comercializado es almacenado en lugares fuera del área de procesamiento hasta cuando estos puedan ser comercializados o entrar a un proceso de trozamiento secundario (Contratación de moloneros).

3.3.3 Fases de Explotación y Diseño de Taludes.

La planificación minera del área concesionada se realizara a partir de perfiles longitudinales, estos se obtienen de las curvas de nivel en el software CivilCad 3D. Para demostrar gráficamente la secuencia de explotación se trabajará con bancos o taludes de 10

metros de alto, 20 metros de ancho, 30 metros de largo y un ángulo de seguridad o inclinación de 60°.

Para el diseño de las fases de explotación y los taludes tenemos que enmarcarnos en los valores que establecen los factores geométricos y los parámetros de trabajo. Los factores geométricos se especifican en la Tabla 3.10 antes descrita.

- **Parámetros de Trabajo.**

Los parámetros de trabajo se precisan en la Tabla 3.11.

Tabla 3.11 Parámetros de trabajo

ACTIVIDADES	NÚMERO DE DÍAS
Días del año	365
Días laborales por semana	6x52
Días de descanso y mantenimiento de maquinaria	53
Total días productivos	312

- **Perfiles del terreno.**

Para poder diseñar y calcular las fases y bloques de explotación debemos regirnos en lo que establece la Ley de Minería en cuanto a volúmenes de explotación diarios permitidos de acuerdo en el tipo de minería en el que se encuentre calificado la concesión minera “Rancho La Paz”. El diseño de los bancos de explotación se realizará a partir del perfil de reservas probadas que está representado en la Figura 2.6.

3.3.3.1 Fase 1.

En la Tabla 3.12 se representan todos los ítems necesarios para los cálculos de la producción diaria de la Fase 1.

El cálculo del área promedio, el volumen de producción diaria, el volumen total se obtuvo con la utilización del programa de diseño AutoCAD y que se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 3.12 Fase 1

FASE	BLOQUE	AREA PROMEDIO (m2)	LARGO DEL BLOQUE (m)	NÚMERO DE BLOQUES	DISTANCIA (m)	VOLUMEN (m3)	TOTAL DÍAS	PRODUCCIÓN DIARIA (m3)
1	1	353,38	30,00	9	270	95412,60	312	878,34
	2	188,14	30,00	9	270	50797,80		
	3	176,07	30,00	9	270	47538,90		
	4	168,70	30,00	9	270	45549,00		
	5	128,68	30,00	9	270	34743,60		
				VOLUMEN TOTAL (m3)		274041,90		

El diseño de los bancos de la Fase 1 se puede visualizar en la Figura 3.9.

Figura 3.10 Fase 1

Para mejor visualización el Mapa de la Fase 1 se encuentra en el Anexo 1.

3.3.3.2 Fase 2.

En la Tabla 3.13 se representan todos los ítems necesarios para los cálculos de la producción diaria de la Fase 2.

El cálculo del área promedio, el volumen de producción diaria, el volumen total se obtuvo con la utilización de los programas de diseño y que se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 3.13 Fase 2

FASE	BLOQUE	AREA PROMEDIO (m2)	LARGO DEL BLOQUE (m)	NÚMERO DE BLOQUES	DISTANCIA (m)	VOLUMEN (m3)	TOTAL DÍAS	PRODUCCIÓN DIARIA (m3)
2	6	432,03	30,00	9	270	116648,10	312	965,28
	7	324,95	30,00	9	270	87736,50		
	8	182,53	30,00	9	270	49283,10		
	9	175,92	30,00	9	270	47498,40		
					VOLUMEN TOTAL (m3)	301166,10		

El diseño de los bancos de la Fase 2 se puede visualizar en la Figura 3.11.

Figura 3.11 Fase 2

Para mejor visualización el Mapa de la Fase 2 se encuentra en el Anexo 2.

3.3.3.3 Fase 3.

En la Tabla 3.14 se representan todos los ítems necesarios para los cálculos de la producción diaria de la Fase 3.

El cálculo del área promedio, el volumen de producción diaria, el volumen total se obtuvo con la utilización del programa de diseño AutoCAD y que se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 3.14 Fase 3

FASE	BLOQUE	AREA PROMEDIO (m2)	LARGO DEL BLOQUE (m)	NÚMERO DE BLOQUES	DISTANCIA (m)	VOLUMEN (m3)	TOTAL DÍAS	PRODUCCIÓN DIARIA (m3)
3	10	142,73	30,00	9	270	38537,10	312	932,43
	11	244,67	30,00	9	270	66060,90		
	12	224,75	30,00	9	270	60682,50		
	13	185,40	30,00	9	270	50058,00		
	14	279,92	30,00	9	270	75578,40		
					VOLUMEN TOTAL (m3)	290916,90		

El diseño de los bancos de la Fase 3 se puede visualizar en la Figura 3.12.

Figura 3.12 Fase 3

Para mejor visualización el Mapa de la Fase 3 se encuentra en el Anexo 3.

3.3.3.4 Fase 4.

En la Tabla 3.15 se representan todos los ítems necesarios para los cálculos de la producción diaria de la Fase 4.

El cálculo del área promedio, el volumen de producción diaria, el volumen total se obtuvo con la utilización del programa de diseño AutoCAD y que se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 3.15 Fase 4

FASE	BLOQUE	AREA PROMEDIO (m2)	LARGO DEL BLOQUE (m)	NÚMERO DE BLOQUES	DISTANCIA (m)	VOLUMEN (m3)	TOTAL DÍAS	PRODUCCIÓN DIARIA (m3)
4	15	152,69	30,00	9	270	41226,30	312	1347,22
	16	193,13	30,00	9	270	52145,10		
	17	207,00	30,00	9	270	55890,00		
	18	180,33	30,00	9	270	48689,10		
	19	291,47	30,00	9	270	78696,90		
	20	373,94	30,00	9	270	100963,80		
	21	158,23	30,00	9	270	42722,10		
					VOLUMEN TOTAL (m3)	420333,30		

El diseño de los bancos de la Fase 4 se puede visualizar en la Figura 3.13.

Figura 3.13 Fase 4

Para mejor visualización el Mapa de la Fase 4 se encuentra el Anexo 4.

3.3.3.4 Fase 5.

En la Tabla 3.16 se representan todos los ítems necesarios para los cálculos de la producción diaria de la Fase 5.

El cálculo del área promedio, el volumen de producción diaria, el volumen total se obtuvo con la utilización del programa de diseño AutoCAD y que se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 3.16 Fase 5

FASE	BLOQUE	AREA PROMEDIO (m2)	LARGO DEL BLOQUE (m)	NÚMERO DE BLOQUES	DISTANCIA (m)	VOLUMEN (m3)	TOTAL DÍAS	PRODUCCIÓN DIARIA (m3)
5	22	143,36	30,00	9	270	38707,20	312	1384,68
	23	216,19	30,00	9	270	58371,30		

	24	216,90	30,00	9	270	58563,00		
	25	181,83	30,00	9	270	49094,10		
	26	221,95	30,00	9	270	59926,50		
	27	223,46	30,00	9	270	60334,20		
	28	211,28	30,00	9	270	57045,60		
	29	185,11	30,00	9	270	49979,70		
					VOLUMEN TOTAL (m3)	432021,60		

El diseño de los bancos de la Fase 5 se puede visualizar en la Figura 3.14.

Figura 3.14 Fase 5

Para mejor visualización el Mapa de la Fase 5 se encuentra en el Anexo 5.

3.3.3.5 Área y volumen total explotado.

La Tabla 3.17 representa el área y volumen total explotados en los 5 años del proyecto.

Tabla 3.17 Área y Volumen

PRODUCCION TOTAL EN 5 AÑOS	
Volumen	1'718.479,80 m3
Área	5,41 ha

En la Figura 3.15 se visualiza gráficamente el perfil del área explotada.

Figura 3.15 Área y Volumen

Para mejor visualización el Mapa de Área y Volumen se encuentra en el Anexo 6.

3.4 Maquinaria y Equipos.

La maquinaria y equipos que se usa en este proyecto minero y con las mismas se desarrollarán las diferentes fases de producción son específicamente para el arranque, carga,

transporte y clasificación del material. No se usará métodos, insumos y equipos de voladura debido a las características físico – mecánicas que presenta el material en esta concesión.

En la siguiente Tabla 3.18 se describe la maquinaria necesaria para las diferentes operaciones.

Tabla 3.18 Maquinarias y Equipos

MAQUINARIA / EQUIPO	MODELO	MATRÍCULA	REGISTRO
Cargadora Caterpillar 950 G	2005	4.1-22071	5GG07659
Cargadora Caterpillar 966 G	2004	4.0-21289	3PD09637
Excavadora CAT 325 DL	2008	7.1-17-001903	5GG11556
Volquete Hino FM 2635	2013		
Camioneta	2014		
Zarandas estacionarias			

3.4.1 Fichas Técnicas de la Maquinaria.

- Excavadora CAT 325 DL.

En la Tabla 3.19 se describen las características de esta excavadora.

Tabla 3.19 Excavadora CAT 325DL

Dimensiones y Características		
1	Máxima profundidad de excavación	7833 mm
2	Alcance máximo a nivel de suelo	11153 mm
3	Altura máxima de corte	10297 mm
4	Altura máxima de carga	7102 mm
5	Altura mínima de carga	1707 mm
6	Profundidad máxima de excavación de 2.440 mm (8') con fondo horizontal	7694 mm
7	Profundidad máxima de excavación vertical	6590 mm
8	Potencia neta	204 hp
9	Capacidad de carga en el cucharón	1,53 m3

Fuente: Catálogo CAT 325 DL, 2017, p. 16.

En la Figura 3.16 se observa el gráfico de la excavadora CAT 325 DL.

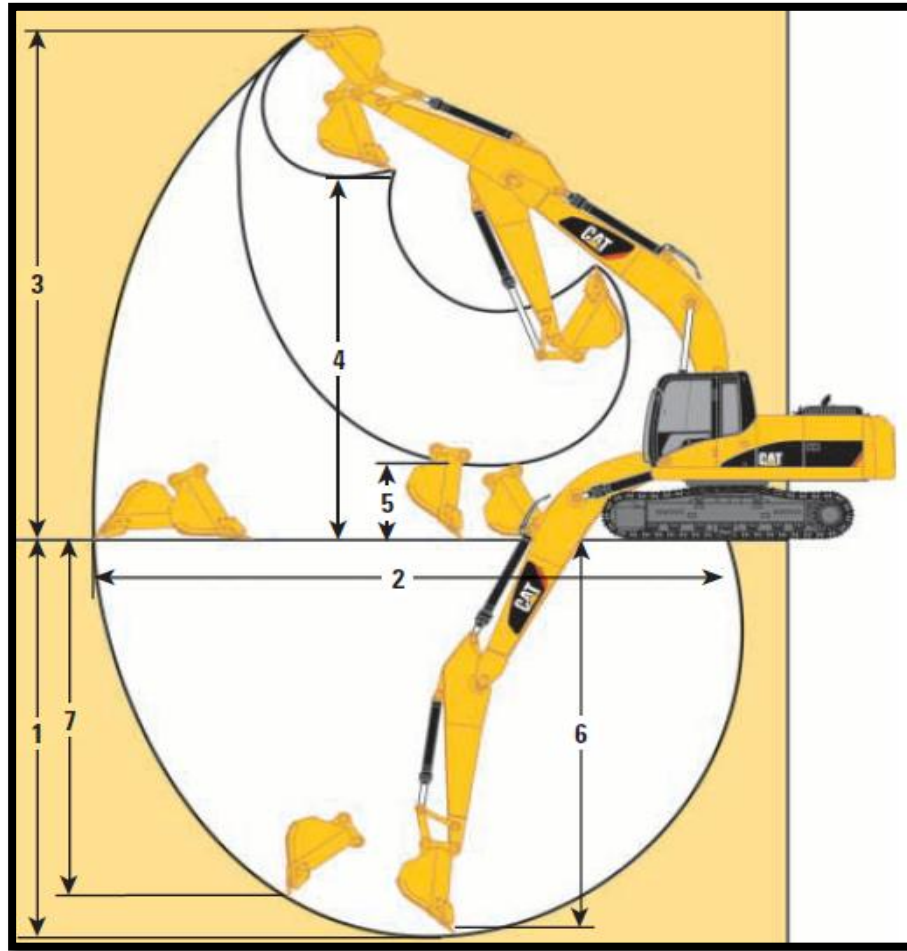


Figura 3.16 Excavadora CAT 325DL

Fuente: Catálogo CAT 325 DL, 2017, p. 16.

- Cargadora Caterpillar 966G.

Las dimensiones y características de la Cargadora CAT 966G están especificadas en la Tabla 3.20.

Tabla 3.20 Cargadora 966G

Dimensiones y Características		
1	Altura a parte sup. de ROPS	3580 mm
2	Altura a parte sup. de tubo de escape	3535 mm
3	Altura a parte sup. de capó	2555 mm
4	Espacio libre sobre el suelo	471 mm
5	Altura de Pasador-B	4225 mm
6	Altura total	
7	Línea de centro del eje trasero al borde del contrapeso	2460 mm
8	Distancia entre ejes	3450 mm
9	Altura de Pasador-B	485 mm

10	Línea de centro del eje trasero al engache	1725 mm
11	Inclin. hacia atrás a levant. máx.	61°
12	Ángulo de descarga a levant. máx.	50°
13	Inclin. hacia atrás durante transporte.	47°
14	Inclin. hacia atrás al nivel del suelo.	42°
15	Espacio libre de caja de eje.	430 mm
16	Altura a la línea de centro del eje.	795 mm
17	Potencia Neta	246 hp
18	Capacidad de carga en el cucharón	3,5 m3

Fuente: Catálogo CAT 966G, 2017, p. 23.

En la Figura 3.17 se puede visualizar el grafico de la Cargadora CAT 966G.

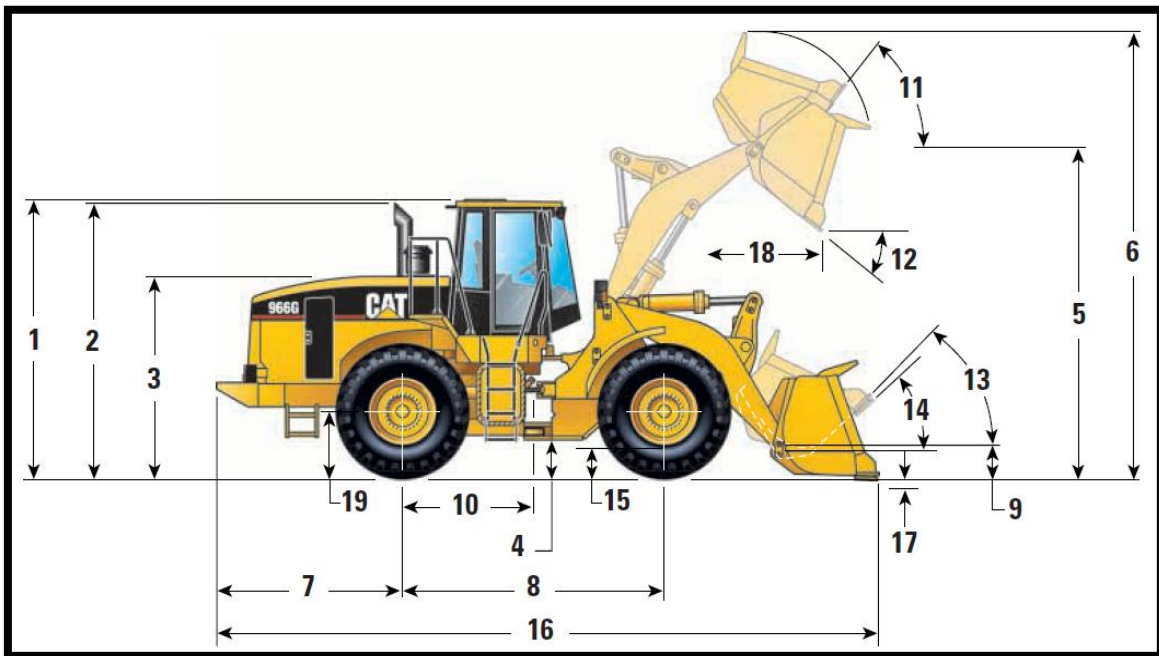


Figura 3.17 Cargadora CAT 966G

Fuente: Catálogo CAT 966G, 2017, p. 23.

- Volqueta Hino.

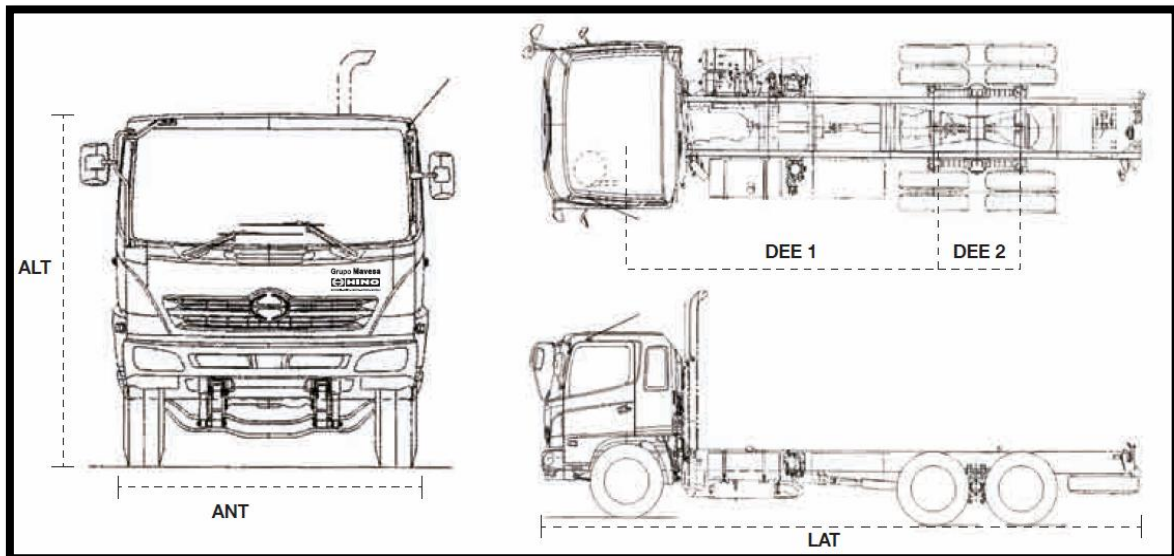
Las dimensiones y características de la Volqueta Hino FM 2635 están especificadas en la Tabla 3.21.

Tabla 3.21 Volqueta Hino FM 2635

Dimensiones y Características		
1	Largo total (LAT)	8950 mm
2	Altura total (ALT)	2885 mm
3	Ancho total (ANT)	2475 mm
4	Potencia neta	350 hp
5	Capacidad de carga	12 m3

Fuente: Catálogo Hino FM 2635, 2017, p. 4.

En la Figura 3.18 se puede visualizar el grafico de la Volqueta Hino FM 2635.

**Figura 3.18 Volqueta Hino FM 2635**

Fuente: Catálogo Hino FM 2635, 2017, p. 4.

- **Zarandas estacionarias.**

En las figuras 3.19 y 3.20 se pueden las zarandas estacionarias utilizadas para la clasificación del material extraído.



Figura 3.19 Zarandas Estacionarias



Figura 3.20 Zarandas Estacionarias

CAPÍTULO 4

ESTIMACIÓN DE LOS COSTES MINEROS

4.1 Los Costos de Operación.

Según (Rojas Medina, 2014, pág. 1), “Los costos representan erogaciones y cargos asociados clara y directamente con la adquisición o la producción de los bienes o la prestación de los servicios, de los cuales un ente económico obtendrá sus ingresos”.

Los costos de operación de un proyecto son todos los gastos relacionados en cada una de las etapas que van desde la producción del material hasta su comercialización. Estos valores son importantes ya que después serán utilizados en el flujo de caja y otros cálculos de factibilidad.

De acuerdo a su comportamiento los costos de operación pueden ser costos fijos y costos variables.

4.1.1 Costos Fijos.

Según (Rojas Medina, 2014, pág. 6), “Son aquellos que permanecen constantes dentro de un periodo determinado, sin importar si cambia el volumen de producción”.

4.1.2 Costos Variables.

Según (Rojas Medina, 2014, pág. 6), “Son aquellos que cambian o fluctúan en relación directa a una actividad o volumen dado”.

De acuerdo con su identificación con una actividad, departamento o producto los costos de operación pueden ser costos directos y costos indirectos.

4.1.3 Costos Directos.

Según (Rojas Medina, 2014, pág. 4), “Es el que se identifica plenamente con una actividad, departamento o producto”.

4.1.4 Costos Indirectos.

Según (Rojas Medina, 2014, pág. 4), “Es el que no se puede identificar con una actividad determinada”.

En la Tabla 4.22 se puede identificar los costos de operación que generan las diferentes actividades en este proyecto.

Tabla 4.22 Costos de Operación

	Directos		Indirectos
Fijos	Construcción de infraestructura operativa e instalaciones administrativas y de servicios.		Patentes de conservación y garantías ambientales.
	Sueldos y bonificaciones de personal.		Mantenimiento de instalaciones.
	Señal ética y Depreciaciones.		
Variables	COSTOS DE EXPLOTACIÓN	Costos de operación de equipo pesado.	Planes de manejo ambiental.
		Costos de insumos (combustibles, aceites, etc.)	Regalías Mineras.
		Servicios básicos (agua, energía eléctrica). Alimentación. Equipos de protección personal.	Servicios profesionales externos.

4.2 Cálculo de los Costos de Operación.

Según (Ortiz de Urbina M. H., 2001, pág. 2), “La más justa y mejor medida del éxito de una operación minera es la diferencia entre el valor de los ingresos producidos por las ventas y los costes de la producción de los minerales vendibles, incluyendo todos los conceptos que van desde los costes normales operativos hasta los generales de administración, comercialización, capital y otros”.

4.2.1 Costos de Infraestructura.

Los costos de infraestructura son todos aquellos rubros necesarios para la adecuación del campamento minero, instalaciones y algunos gastos previos que se realizan para el normal

desarrollo de las actividades mineras tomando en cuenta las diferentes necesidades tanto del personal técnico como de la maquinaria minera. En la Tabla 4.23 se detallan los ítems de los costos de infraestructura.

Tabla 4.23 Costos de Infraestructura

Ítem	Descripción	Costo (U.S. \$)
1	Gastos previos	1500,00
2	Contenedores de 40' para oficinas, bodegas, y servicios sanitarios.	4000,00
3	Costo de equipo y maquinaria para la industrialización.	12175,00
4	Costo por preparación de mina.	20000,00
5	Costo por equipamiento de oficinas, bodegas y servicios sanitarios.	3500,00
6	Costos por obras de servicios básicos.	215,00
	TOTAL	41390,00

4.2.2 Sueldos y bonificaciones de personal.

Son las remuneraciones mensuales a las cuales tienen derecho cada uno de los trabajadores y los beneficios establecidos por la ley. La Tabla 4.24 representa el sueldo de los trabajadores.

Tabla 4.24 Sueldos de Trabajadores

Trabajadores	No.	Sueldo \$/Mes	Costo \$/Mes	Costo \$/Anual
Jefe Administrativo	1	851,00	1048,12	12577,38
Operador de excavadoras	1	650,00	807,25	9687,00
Operador cargadora	2	500,00	1255,00	15060,00
Operador Volqueta	1	500,00	627,50	7530,00
Asistente ADM/ Secretaria	1	450,00	567,58	6811,00
Despachador	1	450,00	567,58	6811,00
Obreros de apoyo	3	356,00	1364,82	16377,84
Personal de seguridad	1	358,43	457,85	5494,22
TOTAL	11		5647,59	67771,06

4.2.3 Depreciación.

Según (Baca Urbina, 2007, pág. 184), “Depreciación significa bajar de precio, lo cual se refiere a la utilización exclusivamente de activos fijos (exceptuando a los terrenos). La disminución del precio de un activo fijo se debe: al uso, al paso del tiempo o a la necesidad

de cambio tecnológico. El uso de un activo, ya sea de uso intenso o no, hará que baje el precio de éste, simplemente porque ya fue utilizado”.

El cálculo de la depreciación anual se hará de cada uno de los activos de la empresa, esta depreciación implican costos anuales para la empresa, este análisis se realizará para los cinco años de la planificación minera. En la Tabla 4.25 se detalla el cálculo de la depreciación de los bienes. Para el cálculo de la depreciación se realizó en el programa Excel 2013.

$$\text{Depreciación Anual} = \frac{\text{Subtotal}}{\text{Duración}}$$

Subtotal= Precio de compra de los bienes en dólares (U.S. \$)

Duración= Tiempo de uso de los bienes en años.

Tabla 4.25 Depreciación

Depreciación	Subtotal (U.S. \$)	Duración	Dep. Anual (U.S. \$)	Dep. Mensual (U.S. \$)	Costo Fijo (U.S. \$)
Terreno	0	0	0	0	0
Cargadora Caterpillar 950G	90000	5	18000,00	1500,00	1500,00
Cargadora Caterpillar 966G	120000	5	24000,00	2000,00	2000,00
Excavadora CAT 325DL	100000	5	20000,00	1666,67	1666,67
Volqueta Hino FM 2635	135000	5	27000,00	2250,00	2250,00
Camioneta	35000	5	7000,00	583,33	583,33
Zarandas estacionarias	12174	5	2434,80	202,90	202,90
Señal ética	3000	5	600,00	50,00	50,00
Infraestructura e implementos	7500	5	1500,00	125,00	125,00

4.2.4 Costos de Operación de Equipos.

- Cálculo del Costo Horario de la Cargadora Caterpillar 950G.

En la Tabla 4.26 se presenta los datos generales de la Cargadora Caterpillar 950G.

Tabla 4.26 Datos Cargadora Caterpillar 950G

DATOS GENERALES	
Potencial al Volante	246 HP
Precio de adquisición o valor original (Vo)	\$ 90000
Menos valor residual o de reventa (Vr) * 20%	\$ 18000
Suma a amortizar	\$ 72000

Inversión Media A (IMA)= $\frac{Vo(n+1)}{2n} = \frac{90000*6}{10} =$	\$ 54000
Vida útil (Vu)	15000 h
Horas de trabajo al año (ha)	2496 h
Período de amortización (n)	5 años
Interés anual	8%
Seguros e impuestos (s)	2%

- **Costos de Propiedad.**

En la Tabla 4.27 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de propiedad de la Cargadora Caterpillar 950G.

Tabla 4.27 Costos de Propiedad Cargadora Caterpillar 950G

COSTOS DE PROPIEDAD	
Depreciación (D)= $\frac{Vo-Vr}{Vu} = \frac{90000-18000}{15000} =$	4,80 \$/h
Interés= $\frac{IMA*8\%}{ha} = \frac{54000*0,08}{2496} =$	1,73 \$/h
Seguro (s)= $\frac{IMA*2\%}{ha} = \frac{54000*0,02}{2496} =$	0,43 \$/h

- **Costos de Operación.**

En la Tabla 4.28 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de operación de la Cargadora Caterpillar 950G.

Tabla 4.28 Costos de Operación Cargadora Caterpillar 950G

COSTOS DE OPERACIÓN	
Combustible: $0,04*HP*(\$/gal) = 0,04*246*3,30$	32,47 \$/h
Lubricantes, grasas y filtros: 13% del combustible	4,22 \$/h
Tren de rodaje (Tr)= Costo/Vu= $30000/15000h$	2,00 \$/h
Mantenimiento (M)= $\frac{Vo-Tr}{Vu} * 1,3 = \frac{90000-30000}{15000} *$ 1,3=	5,20 \$/h
Salario= \$ 500/mensual= $500/208h$	2,40 \$/h

Costo Total Horario= 43,89 \$/H

- **Cálculo del Costo Horario de la Excavadora CAT 325 DL.**

En la Tabla 4.29 se presenta los datos generales de la Excavadora CAT 325 DL.

Tabla 4.29 Datos Excavadora CAT 325DL

DATOS GENERALES	
Potencial al Volante	204 HP
Precio de adquisición o valor original (Vo)	\$ 200000
Menos valor residual o de reventa (Vr) * 20%	\$ 40000
Suma a amortizar	\$ 160000
Inversión Media A (IMA)= $\frac{Vo (n+1)}{2n} = \frac{160000*6}{10} =$	\$ 96000
Vida útil (Vu)	15000 h
Horas de trabajo al año (ha)	2496 h
Período de amortización (n)	5 años
Interés anual	8%
Seguros e impuestos (s)	2%

- **Costos de Propiedad.**

En la Tabla 4.30 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de propiedad de la Excavadora CAT 325 DL.

Tabla 4.30 Costos de Propiedad Excavadora CAT 325DL

COSTOS DE PROPIEDAD	
Depreciación (D)= $\frac{Vo-Vr}{Vu} = \frac{200000-40000}{15000} =$	10,67 \$/h
Interés= $\frac{IMA*8\%}{ha} = \frac{96000*0,08}{2496} =$	3,08 \$/h
Seguro (s)= $\frac{IMA*2\%}{ha} = \frac{96000*0,02}{2496} =$	0,77 \$/h

- **Costos de Operación.**

En la Tabla 4.31 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de operación de la Excavadora CAT 325 DL.

Tabla 4.31 Costos de Operación Excavadora CAT 325DL

COSTOS DE OPERACION	
Combustible: $0,04 \cdot \text{HP} \cdot (\$/\text{gal}) = 0,04 \cdot 204 \cdot 3,30$	26,93 \$/h
Lubricantes, grasas y filtros: 13% del combustible	3,50 \$/h
Tren de rodaje (Tr)= Costo/Vu= $\$30000/15000\text{h}$	2,00 \$/h
Mantenimiento (M)= $\frac{Vo-Tr}{Vu} \cdot 1,3 = \frac{200000-30000}{15000} \cdot 1,3$	14,73 \$/h
Salario= $\$650/\text{mensual} = \$650/208\text{h}$	3,12 \$/h

Costo Total Horario= 47,16 \$/H

- **Cálculo del Costo Horario de la Volqueta Hino FM 2635.**

En la Tabla 4.32 se presenta los datos generales de la Volqueta Hino FM 2635.

Tabla 4.32 Datos Volqueta Hino FM 2635

DATOS GENERALES	
Potencial al Volante	350 HP
Precio de adquisición o valor original (Vo)	\$ 135000
Menos valor residual o de reventa (Vr) * 20%	\$ 27000
Suma a amortizar	\$ 108000
Inversión Media A (IMA)= $\frac{Vo(n+1)}{2n} = \frac{108000 \cdot 6}{10} =$	\$ 64800
Vida útil (Vu)	15000 h
Horas de trabajo al año (ha)	2496 h
Período de amortización (n)	5 años
Interés anual	8%
Seguros e impuestos (s)	2%

- **Costos de Propiedad.**

En la Tabla 4.33 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de propiedad de la Volqueta Hino FM 2635.

Tabla 4.33 Costos de Propiedad Volqueta Hino FM 2635

COSTOS DE PROPIEDAD	
Depreciación (D)= $\frac{Vo-Tr}{Vu} = \frac{135000-27000}{15000} =$	7,20 \$/h
Interés= $\frac{IMA*8\%}{ha} = \frac{64800*0,08}{2496} =$	2,08 \$/h
Seguro (s)= $\frac{IMA*2\%}{ha} = \frac{64800*0,02}{2496} =$	0,52 \$/h

- Costos de Operación.

En la Tabla 4.34 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de operación de la Volqueta Hino FM 2635.

Tabla 4.34 Costos de Operación Volqueta Hino FM 2635

COSTOS DE OPERACION	
Combustible: $0,04*HP*($/gal) = 0,04*350*3,30$	46,20 \$/h
Lubricantes, grasas y filtros: 13% del combustible	6,00 \$/h
Tren de rodaje (Tr)= Costo/Vu= $30000/15000h$	2,00 \$/h
Mantenimiento (M)= $\frac{Vo-Tr}{Vu} * 1,3 = \frac{135000-30000}{15000} *$ 1,3=	9,10 \$/h
Salario= \$ 500/mensual= $500/208h$	2,40 \$/h

Costo Total Horario= 63,30 \$/H

4.2.5 Costo Unitario por Metro Cúbico.

Para el cálculo del costo de metro cúbico de material producido se deben tomar en consideración que cada uno de los costos anules los cuales incluyen salarios, costos de operación de la maquinaria, depreciación, etc. Esta suma se debe dividir para el volumen de producción anual. En la Tabla 4.35 se detallan las operaciones para el cálculo de los costos de mensuales de producción.

Tabla 4.35 Costos Mensuales

COSTOS MENSUALES DE PRODUCCION			Costo unitario (U.S. \$)	Costo por Año (U.S. \$)	Costos Mensuales (U.S. \$)	Costo Variable (U.S. \$)
	Horas Diarias	Días				
Cargadora Caterpillar 950 G	8	26	43,89	109549,44	9129,12	9129,12
Cargadora Caterpillar 966 G	8	26	43,89	109549,44	9129,12	9129,12
Excavadora CAT 325 DL	8	26	47,16	117711,36	9809,28	9809,28
Volquete Hino FM 2635	8	26	63,30	157996,80	13166,40	13166,40
Equipos de protección y seguridad				1000,00	83,33	83,33

En la Tabla 4.36 se detallan las operaciones para el cálculo del costo unitario de cada metro cúbico de material extraído.

Tabla 4.36 Costo Unitario

COSTO UNITARIO	
Total costo de producción	660.271,00 (U.S. \$)
Número de m ³ por año	274.041,90 m ³
Costo unitario por m ³	2,41 (U.S. \$)

El costo unitario por metro cúbico es de: \$ 2,41.

Todos los cálculos de realizaron en el programa Excel, todos estos se pueden ver en la siguiente Tabla 4.37:

Tabla 4.37 Inversión Inicial

Para una mejor visualización de la Tabla 4.37 esta se encuentra en el Anexo 7.

CAPÍTULO 5

ESTUDIO DE VIABILIDAD DEL PROYECTO

5.1 Cálculos de Índices de Rentabilidad.

Según (Aching, 2006, pág. 13), “Miden la capacidad de generación de utilidad por parte de la empresa. Tienen por objetivo apreciar el resultado neto obtenido a partir de ciertas decisiones y políticas en la administración de los fondos de la empresa. Evalúan los resultados económicos de la actividad empresarial”.

5.1.1 Rendimiento sobre el patrimonio.

Según (Aching, 2006, pág. 14), “Esta razón lo obtenemos dividiendo la utilidad neta entre el patrimonio neto de la empresa. Mide la rentabilidad de los fondos”.

$$\text{Rendimiento sobre la inversión} = \frac{\text{UTILIDAD NETA}}{\text{CAPITAL O PATRIMONIO}} = \%$$

$$\text{Rendimiento sobre la inversión} = \frac{2'345.292,73}{357.696,58} = 6,55 \%$$

5.1.2 Rendimiento sobre la inversión.

Según (Aching, 2006, pág. 14), “Lo obtenemos dividiendo la utilidad neta entre los activos totales de la empresa, para establecer la efectividad total de la administración y producir utilidades sobre los activos totales disponibles. Es una medida de la rentabilidad del negocio como proyecto independiente de los accionistas”.

$$\text{Rendimiento sobre la inversión} = \frac{\text{UTILIDAD NETA}}{\text{ACTIVO TOTAL}} = \%$$

$$\text{Rendimiento sobre la inversión} = \frac{2'345.292,73}{502.674,00} = 4,66 \%$$

5.1.3 Utilidad del activo.

Según (Aching, 2006, pág. 14), “Este ratio indica la eficiencia en el uso de los activos de una empresa, lo calculamos dividiendo las utilidades antes de intereses e impuestos por el monto de activos”.

$$\text{Utilidad activo} = \frac{\text{UT. ANTES DE INTERESES E IMPUESTOS}}{\text{ACTIVO}} = \%$$

$$\text{Utilidad activo} = \frac{3'135.418,08}{502.674,00} = 6,24 \%$$

5.2 Estados de Pérdidas y Ganancias.

Según (Lara, 1999, pág. 59), “El Estado de pérdidas y ganancias o Estado de resultados es un documento contable que muestra detallada y ordenadamente la utilidad o pérdida del ejercicio”.

En el cálculo del estado de pérdidas o ganancias se puede resumir los cambios en el capital y patrimonio durante los cinco años del proyecto, nos puede dar una muestra si las actividades del proyecto están generando utilidades o pérdidas.

Para estas operaciones se debe considerar los siguientes aspectos: Ingresos, costos y utilidad neta.

5.2.1 Ingresos: Son los valores generados por las ventas mensuales del material pétreo.

5.2.2 Costos: Es cada uno de los rubros de los costos operacionales para la producción de 1m³ de material pétreo.

5.2.3 Utilidad Neta: Es el valor residual luego de descontar los costos, regalías, patentes, impuestos, etc. Dependiendo si el valor es positivo o negativo se puede considerar el resultado como utilidad neta o pérdida neta. En la Tabla 5.38 se detallan todas las operaciones realizadas para el cálculo del Estado de Pérdidas y Ganancias.

Tabla 5.38 Estado de Pérdidas y Ganancias

Para una mejor visualización de la Tabla 5.38 esta se encuentra en el Anexo 8.

5.3 Flujo de Caja.

En un proyecto minero los flujos de caja se realizan en la etapa de producción, este análisis se realiza para cada una de los años del proyecto. El valor del flujo de caja es igual a los ingresos totales menos los egresos totales, costos totales, impuestos, etc., este resultado puede ser positivo o negativo, será positivos si se ha realizado una buena inversión.

5.3.1 Flujo de Caja Descontado.

Según (Biblioteca Digital, 2017, pág. 70), “El análisis de flujo de caja descontado (F.C.D) es una técnica que se usa para evaluar la conveniencia de una inversión. Los flujos de caja (F.C) generados por el proyecto se descuentan al presente y los valores presentes de los flujos de caja anuales se suman para determinar el valor de la inversión a la tasa de descuento o la tasa de recuperación requerida ya especificada. En términos de tiempo, los F.C del proyecto representan valores en el futuro, los cuales se descuentan para obtener sus valores en el presente”.

5.3.2 Variables o Componentes del Flujo de Caja.

5.3.2.1 Días de Operación y Producción.

Desde el primer año de desarrollo de proyecto los días de producción y operación serán de 312 días durante el año, es decir se trabajará desde el día lunes hasta el día sábado durante todas las semanas del año. Se suspenderán las actividades los días domingos para realizar actividades de mantenimiento y reparación de toda la maquinaria operativa, todo esto para cumplir con los objetivos planteados por la empresa.

5.3.2.2 Volúmenes de Producción.

Para la ejecución de este proyecto se han establecido fases de producción en cada uno de los cinco años que dura el proyecto, previo a cada una de las fases se realizarán labores de destape. Se tiene previsto que en el primer año se explotará 274041,90 m³ de material pétreo. En los siguientes años el volumen de producción se incrementará dependiendo de la topografía del terreno sin sobrepasar la capacidad de producción de la maquinaria.

5.3.2.3 Costo de Producción del Material.

El costo de producción de cada metro cubico de material pétreo es de \$ 2,41, el mismo que se obtuvo luego de realizar los diferentes cálculos de costos de producción y operación antes detallados.

5.3.2.4 Precio de Venta del Material.

El precio del venta al público en general de cada metro cúbico de material se establecerá en base al costos de producción, el margen de utilidad y el precio de mercado de los materiales, por lo que se recomienda que el precio de venta del material sea de \$ 4,82, con este precio se espera obtener una rentabilidad en el proyecto.

5.3.2.5 Cálculo de Regalías.

De acuerdo al Art. 81 del Reglamento General a la Ley de Minería.- Cálculo de regalías de actividad minera no metálica.- Según lo establecido en el inciso sexto del artículo 93 de la Ley de Minería, el titular de una concesión minera de no metálicos en fase de explotación deberá pagar al Estado una regalía correspondiente a un porcentaje de los costos de producción del material, en el frente de explotación (cancha mina) sobre la base de los siguientes parámetros: Para los demás minerales no metálicos regirán las siguientes regalías:

De 1 a 250.000 toneladas métricas de producción, por año 5%;

De 250.001 a 500.000 toneladas métricas de producción por año, 10%;

De 500.001 a 750.000 toneladas métricas de producción por año, 15%;

De 750.001 a 1000.000 toneladas métricas de producción por año, 20%;

De 1000.001 a 2000.000 toneladas métricas de producción por año, 25%; y,

De 2000.001 o más toneladas métricas de producción por año, 100%.

Los titulares de derechos mineros de pequeña minería de no metálicos pagarán por conceptos de regalías el 3% del costo de producción del mineral en el frente de explotación (cancha mina). Se entenderán como costos de producción todos aquellos costos directos e indirectos incurridos en la fase de explotación de los minerales hasta el carguío en el frente de explotación (cancha mina). De esta cantidad el 40% se asignará al Gobierno Nacional. El restante 60% se transferirá a los Gobiernos Municipales o Juntas Parroquiales de acuerdo a la ubicación del proyecto, de este porcentaje los gobiernos locales darán un 50% a las comunidades indígenas y/o circunscripciones territoriales. Todos estos recursos se destinarán

para obras nacionales, locales, proyectos productivos y de desarrollo sustentable, los recursos llegan a los gobiernos a través del Servicio de Rentas Internas (SRI).

5.3.2.6 Capital Propio o Patrimonio.

En este proyecto se ha establecido una inversión propia o capital de \$ 357696,58 dicho valor constituye el precio de adquisición del terreno, maquinaria, infraestructura, etc., este capital representa el 64% de la inversión inicial. Para el desarrollo de proyecto es necesario realizar un crédito de \$200.000,00 que representan el 36% de la inversión inicial, este dinero se utilizará para la adquisición de otros bienes, el préstamo se ira pagando anualmente.

5.3.2.7 Utilidades del Proyecto.

Las utilidades de esta empresa se pueden obtener realizando la diferencia entre el precio de venta del material y los costos de producción (costos de operación, sueldos, intereses, impuestos, regalías etc.). El valor de la utilidad del primer año es de \$ 136.892,07 esta cifra se considera relativamente bajo, pero los siguientes años hay un incremento considerable y constante hasta llegar al valor de \$ 1'094.075,92 en el quinto año.

En la Tabla 5.39 se detallan todas las operaciones realizadas para el cálculo del Flujo de Caja Mensual.

Tabla 5.39 Flujo de Caja Mensual

Para una mejor visualización de la Tabla 5.39 esta se encuentra en el Anexo 9.

En la Tabla 5.40 se detallan todas las operaciones realizadas para el cálculo del Flujo de Caja Anual.

Tabla 5.40 Flujo de Caja Anual

Para una mejor visualización de la Tabla 5.40 esta se encuentra en el Anexo 10.

5.4 Cálculo de Van y Tir.

5.4.1 Valor Actual Neto (VAN).

Según (Husillos, 2011, pág. 19), “Mide la rentabilidad del proyecto en valores monetarios deducida la inversión, actualizado a una determinada tasa de descuento y los

flujos futuros. Este indicador permite seleccionar la mejor alternativa de inversión entre grupos de alternativas mutuamente excluyentes”.

El cálculo del VAN dio como resultado: $VAN\ REAL = \$ 3'652.383.86$

5.4.2 Tasa Interna de Retorno (TIR).

Según (Husillos, 2011, pág. 20), “Mide la rentabilidad como un porcentaje, calculando sobre los saldos no recuperados en cada período, y muestra el porcentaje de rentabilidad promedio por período, definida como aquella tasa que hace el VAN igual a cero, es una medida complementaria al VAN”.

El cálculo del TIR dio como resultado: $TIR = 166,79\%$

Para determinar el VAN y TIR se lo realiza a partir del flujo anual, estos cálculos y resultados se pueden apreciar en la Tabla 5.40 que está representada en el Anexo 11.

5.4.3 Análisis de Rentabilidad del Proyecto.

Según (Aching, 2006, pág. 13), “Miden la capacidad de generación de utilidad por parte de la empresa. Tienen por objetivo apreciar el resultado neto obtenido a partir de ciertas decisiones y políticas en la administración de los fondos de la empresa. Evalúan los resultados económicos de la actividad empresarial”.

Esta renta o utilidad que produce la inversión de este proyecto debe ser mayor a la tasa relativa de los bancos.

Una vez realizados todos los cálculos para el análisis de la rentabilidad, se puede concluir que la inversión de capital en este proyecto es Económicamente Rentable ya que la tasa de retorno del capital es de $TIR = 166,79\%$ en comparación a la tasa pasiva de los bancos en el año 2017 que encuentra alrededor del $4,80\%$.

5.5 Análisis de la Demanda de Mercado.

5.5.1 Objetivos del Mercado.

- Analizar el sector de la construcción y el sector minero.
- Determinar cuál es la demanda del mercado objetivo.

- Establecer los posibles competidores que se encuentran ofertando el mismo producto en el mercado de nuestro interés.

5.5.2 Análisis del Entorno.

La mina Rancho La Paz, se encuentra en el cantón Mejía de la provincia de Pichincha, está situada a 14 Km de la parroquia Aloag, que es una ciudad pequeña en cuanto a su demografía y población, no comparable en tamaño con la ciudad más próxima que es Quito, la actividad económica es representativa debido a que existe el distribuidor de tráfico que orienta al transporte con dirección hacia la costa y hacia la sierra. Su condición de separar las vías, hace que la ciudad sea un punto estratégico para el comercio, dando un impulso al sector de servicios como: hoteles, restaurantes, estaciones de servicio, etc. Al estar alejada de la población, la mina tiene un punto favorable ya que sus operaciones no tendrán mayor impacto visual y ambiental en las actividades que se manejan en la zona, conservando la tranquilidad y el bienestar de generaciones futuras.

Según (Banco Central Ecuador, 2017), “Durante el año 2016 la economía ecuatoriana decreció a una tasa de 1,50% respecto al año anterior, el año 2015 fue el último con un crecimiento positivo a una tasa del 0,20%. Las variaciones registradas en los años anteriores fueron de: 3,82% en 2014, 3,98% en 2013 y 5,10% en 2012”.

5.5.2.1 En el sector de la construcción.

El año 2016 fue muy crítico para este sector ya que tuvo una reducción importante del 2,52% en la tasa de variación porcentual anual con respecto al año anterior 2015 que también fue bajo con un porcentaje del 2,42%, según representantes del gremio constructor esta desaceleración paulatina se debe al estado de la economía ecuatoriana con poca liquidez para la inversión pública, los altos costos de construcción y proyectos de leyes que han frenado el interés de la empresa privada por invertir en este sector. Estas variaciones porcentuales con respecto a años anteriores específicamente al compararse con el año 2011 cuando el sector de la construcción tuvo un crecimiento de 17,60% que es su punto más alto en muchos años, esto debido a la fuerte inversión pública en la construcción de carreteras, escuelas, hidroeléctricas, hospitales, etc. (INEC, 2017, pág. 1)

Durante el primer trimestre del año 2017 todavía no se ve una clara recuperación en este sector con una tasa de variación porcentual de -2,33%, según analistas económicos y previsiones económicas las reformas fiscales y la reducción del I.V.A al 12% podrían influir en un crecimiento en la tasa de variación al -0,5% al final del año 2017 y del 0,3% para el año 2018.

5.5.2.2 En el sector de la minería y las canteras de materiales de construcción.

La contribución de las actividades mineras al producto interno bruto (PIB) no creció desde 2007, como se observa en el siguiente cuadro de la relación del Valor Agregado Bruto por Industria sobre el PIB, la Explotación de minerales metálicos se mantuvo en un nivel del 0.2% del PIB desde 2007 a 2013, y recién en 2014 y 2015 incrementan su contribución levemente a 0.3%; similar comportamiento se observa en la Explotación de minerales no metálicos y actividades de apoyo a las minas y canteras, de igual manera solo desde 2013 tiene un ligero aumento. (Banco Central del Ecuador, 2017)

El valor agregado bruto por industria y el porcentaje del PIB están representados en la Tabla 5.41.

Tabla 5.41 Valor Agregado Bruto por Industria – Porcentajes del PIB

VALOR AGREGADO BRUTO POR INDUSTRIA		
Porcentajes del PIB		
Años	Explotación de minerales metálicos	Explotación de minerales no metálicos y actividades de apoyo a las minas y canteras
2007	0,17	0,12
2008	0,20	0,13
2009	0,18	0,13
2010	0,19	0,13
2011	0,18	0,14
2012	0,21	0,14
2013	0,22	0,15
2014 (sd)	0,26	0,16
2015 (p)	0,25	0,16

sd: semi-definitivo

p: provisional

Fuente: BCE

Según (ARCOM, 2016), “Durante el año 2014 el volumen de producción de materiales de construcción fue de 14’844.896,05 m³ mientras que el año 2015 el total fue de 6’653.242,40 m³, esto significó un decrecimiento del 55,18%, esta disminución se debe a la crisis de sector constructor”.

En la Tabla 5.42 se puede visualizar los volúmenes de producción de materiales pétreos en cada provincia.

Tabla 5.42 Volúmenes de Producción

Provincia	Materiales de Construcción (m3)
AZUAY	298836,07
BOLIVAR	NO HAY DATOS
CAÑAR	257100
CARCHI	60177,8
CHIMBORAZO	287029,43
COTOPAXI	42535,19
EL ORO	NO HAY DATOS
ESMERALDAS	765087,28
GUAYAS	513913,33
IMBABURA	156103,45
LOJA	1297445,33
LOS RIOS	426592,52
MANABI	459572
MORONA SANTIAGO	117733,04
NAPO	215802

ORELLANA	133251
PASTAZA	152324,31
PICHINCHA	255221
SANTA ELENA	180
STO.DMGO. TSACHILAS	154327,18
SUCUMBIOS	787141,1
TUNGURAHUA	96863,46
ZAMORA CHINCHIPE	176006,91
TOTAL	6653242,40
AÑO 2014	14844896,05
% CRECIMIENTO	-55,18%

Fuente: ARCOM

5.5.3 Análisis Interno.

Este proyecto minero debe tener una capacidad de operación y de producción bien organizada para satisfacer las expectativas de ventas, el volumen de producción de material nunca debe estar por debajo de la demanda del mercado. De acuerdo a la planificación minera de este proyecto en el primer año se espera vender el total de la producción que es de 274.041,90 m³. El personal debe tener la suficiente experiencia en esta actividad para cumplir con los factores cambiantes del mercado.

5.5.3.1 Descripción del producto.

Los productos principales que se producen o elaboran a partir del material explotado es la grava o ripio, base, sub-base, material de mejoramiento y otros materiales secundarios de acuerdo a las necesidades de los clientes, estos productos son utilizados para la construcción y reconstrucción de diferentes obras civiles, capas de terraplenes y carreteras y otros son necesarios como agregados para la producción de concretos.

- **Grava o ripio.**

Según (ACSAM Consultores, 2015, pág. 11), “La grava consistirá en fragmentos de roca duros, de un diámetro mayor de 5mm y hasta 2 plg, densos y durables, libres de cantidades objetables de polvo, tierra, pizarras, álcalis, materia orgánica, tierra vegetal, mica u otras sustancias perjudiciales”.

El agregado grueso se clasificará en tres tamaños, se almacenarán temporalmente por separado para que sea fácil la mezcla para obtener subproductos. Se dividirán de la siguiente manera:

De 4,8 a 19 mm (3/16” a 3/4”)

De 19 a 38 mm (3/4” a 1,5”)

De 38 a 76 mm (1,5” a 3”)

- **Sub-base granular.**

Según (ACSAM Consultores, 2015, pág. 16), “La sub-base está formada por agregados gruesos obtenidos mediante la trituración de grava o roca (o cribado de gravas o yacimientos cuyas partículas estén fragmentados naturalmente), mezclados con arena natural o material finamente triturado para alcanzar la granulometría especificada en la tabla siguiente”.

En la Tabla 5.43 se especifica la granulometría y el porcentaje de material que pasa por cada tamiz.

Tabla 5.43 Granulometría

TAMIZ		Porcentaje en peso que pasa el tamiz de malla cuadrada		
ASTM	SI	CLASE 1	CLASE 2	CLASE 3
3”	76,2 mm	-	-	100
2”	50,4 mm	-	100	-
1 ½”	38,1 mm	100	70-100	-
Nº4	4,75 mm	30-70	30-70	30-70
Nº40	0,425 mm	10-35	15-40	-
Nº200	0,075 mm	0-15	0-20	0-20

Fuente: ACSAM Consultores.

- **Base granular.**

Según (Zapata Ingenieros, 2017), “Es un material granular grueso, el cuál dentro de la estructura de pavimentos, se encuentra entre el asfalto o el concreto y la sub-base granular. También está compuesta por un porcentaje de triturados, arena y una pequeña parte de materiales finos”.

- **Material de mejoramiento.**

Según (ACSAM Consultores, 2015, pág. 1), “Material de mejoramiento es una composición de piedra o fragmentos de roca, que sustituye a los suelos que no representan características adecuadas para: soporte de tuberías, relleno final de zanjas, terraplenes, pedraplenes y enrocados”.

5.5.4 Análisis del cliente.

Esta concesión minera desea ser el proveedor principal de la mayor parte de compañías constructoras que se encuentran en el medio local sean grandes o pequeñas, además suministrar todos los agregados de construcción que necesiten las empresas que producen hormigón.

A continuación se detallan los principales clientes de la empresa durante algún tiempo y los posibles nuevos clientes:

- Hidalgo E Hidalgo: Es una compañía de construcción de carreteras que se encuentra realizando obras de reconstrucción de la vía Aloag – Santo Domingo, la mayor parte del año realiza estas obras debido a la complejidad de la vía, es por esto que es el principal cliente de la mina, en los meses de enero a marzo compró un promedio de 12.000 m³ de materiales pétreos por un valor aproximado de \$ 54.000,00 por cada mes.
- Const. Cevallos Hidalgo: Se dedica a la construcción de todo tipo de obras civiles tanto a nivel local como cantonal, compra un promedio de 1000 m³ mensuales de materiales pétreos con un valor de \$5.000,00.
- Clientes Varios: Son diferentes personas que compran que compran un promedio de 150 m³ semanales de diferentes tipos de materiales para la construcción, son los propios compradores o dueños de volquetes (transporte) los que ubican este material

en las diferentes construcciones de casas y edificios.

Con estos clientes se asegura una venta anual de 181200 m³ de diferentes materiales pétreos lo que equivalen al 70% de la producción anual de la mina, el mercado en el que se necesita trabajar para ubicar el 30% de la producción es mínimo.

Los nuevos clientes o las nuevas empresas con las que se pueden realizar alianzas estratégicas son las siguientes:

- Holcim: Empresa productora de concretos y hormigones para diferentes aplicaciones, su producción está sujeta a la demanda del mercado constructor.
- Gobiernos Autónomos Descentralizados (GADS) Provinciales, Cantonales Y Parroquiales: Su demanda por los diferentes tipos de materiales pétreos es muy alta, ya que necesitan para la construcción y reconstrucción de diferentes carreteras, caminos vecinales, etc., en especiales en los meses posteriores a la época invernal.

5.5.5 Análisis de competidores en el mercado.

Según (GADP de Alóag, 2014, pág. 47), “En la parroquia Alóag existe una cantera de materiales pétreos los cuales son explotados para materiales de construcción, ésta se ubica en el Km 18 de la vía Alóag – Santo Domingo. Esto lleva a la creación de varias fuentes de empleo para los pobladores de la parroquia”.

De acuerdo a este informe no existen más empresas que se dediquen a la misma actividad para proveer de materiales de construcción en la zona.

Los competidores más cercanos que se dedican a la misma actividad minera se encuentran en las parroquias Las Canteras y San Antonio en el cantón Quito a unos 50 kilómetros de Alóag, en estas localidades se encuentran alrededor de 10 canteras, también existe una cantera en la parroquia Mulaló en el cantón Latacunga a 60 kilómetros de Alóag. Algunas compañías constructoras y personas naturales tienen que acudir a estos lugares para proveerse de materiales y cumplir con la demanda del mercado.

5.5.6 Análisis de proveedores de la empresa.

La materia prima para la elaboración de los diferentes derivados pétreos lo obtenemos de la explotación de los terrenos de la concesión, por lo que no se necesita de otro producto. El proveedor más importante y principal de la compañía es la Estación de Servicio Primax, la cual vende el combustible diésel para el funcionamiento de la toda la maquinaria.

5.5.7 Precios del producto en el mercado.

El precio de venta de los derivados pétreos por metro cúbico es de: \$ 4,82. Este precio es competitivo en el mercado y con el precio de otras canteras, para el cálculo de la rentabilidad y el análisis financiero se utilizó es precio como base. De acuerdo a consultas realizadas este precio de venta es similar al de otras canteras.

Los precios de los diferentes materiales pueden variar dependiendo de la condiciones del mercado y de la demanda, los valores de venta se pueden negociar o reducir con grandes compañías constructoras dependiendo de los volúmenes que soliciten y los plazos de entrega, estos acuerdos en el precio de venta del material se deben enmarcar en el margen de utilidad que debe tener este negocio.

5.5.8 Comercialización y publicidad del producto.

Toda la comercialización y ventas de todos los productos pétreos se harán en los patios de stock que se encuentran dentro la concesión minera. En las oficinas del campamento se informará sobre las características técnicas del producto, su calidad y el precio de acuerdo a las necesidades de cada cliente.

Las estrategias de publicidad para darse a conocer en los diferentes mercados de interés serán artículos publicitarios en periódicos, páginas amarillas y visitas personalizadas a los gerentes de grandes constructoras, todo esto con el objetivo de aumentar las ventas para mantener las actividades operativas y el flujo económico durante todo el año.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Conclusiones.

- La concesión minera “Rancho La Paz” tiene 20 hectáreas, pero la zona de interés tiene 11,56 hectáreas mineras, de esta área delimitada se hizo el cálculo de reservas probadas y se estableció en un volumen de 7'654.324,47 m³.

- El método de explotación propuesto para este proyecto es a cielo abierto con bancos descendentes y arranque mecánico, este diseño de extracción es técnicamente viable, económicamente rentable y no causa un mayor impacto ambientalmente.

- Los factores geomecánicos para el diseño de la cantera son:

Método de explotación: Bancos descendentes (Cielo Abierto).

Altura de los bancos: 10 mts.

Ancho de los bancos: 20 mts.

Ángulo de la cantera (talud final): 60°.

Número de bancos: 14.

Largo del banco: 30 mts.

- Los factores operativos y los parámetros de trabajo son esenciales para la planificación minera de este proyecto a corto plazo. La planificación se realizó para 5 años y en cada año se realizara una fase de explotación con un número de bloques por cada fase.

- En los 5 años de la planificación minera para este proyecto se explotarán un total de 1'718.479,80 m³ de materiales pétreos y se desarrollarán en 5,41 hectáreas mineras en la superficie.

- La producción diaria en el primer año de operaciones que corresponde a la Fase 1 es de 878,34 m³ de materiales, en los siguientes años los volúmenes se irán incrementado

debido a la topografía del terreno llegando a una producción diaria de 1.348,68 m³ de materiales en el último año de actividades.

- Analizado y calculado todos los costos de operación y producción se pudo establecer que el costo de producción por cada metro cúbico de material pétreo es de \$ 2,41, costo que podría variar dependiendo de los diferentes factores económicos del mercado.

- Para obtener ganancias en este proyecto se estableció que el precio por cada metro cúbico de material pétreo es de \$ 4,82. Este precio que se fijó de acuerdo a los precios actuales de mercado.

- Con todos los datos económicos obtenidos se pudo calcular el VAN= 3'652.383,86, el TIR= 166,79%, con estos valores se puede concluir que este proyecto tiene una buena Rentabilidad Económica, es decir la inversión en este proyecto generará más ganancias que invertir en los bancos que tienen una tasa pasiva del 4,80%.

- Con el estudio de mercado realizado se pudo determinar que en la zona de influencia de este proyecto minero no existen mayores competidores existiendo la posibilidad de adjudicarse la mayor parte del mercado constructor y minero, que se puede manejar el precio de venta del material pétreo en estos mercados y vender la mayor porcentaje del volumen de materiales pétreos producidos en la cantera Rancho La Paz.

Recomendaciones.

- Utilizar el diseño de explotación propuesto en este estudio, de esta manera se llevará un adecuado control de la topografía del área, seguridad y estabilidad de los taludes del frente de explotación y de los volúmenes de producción.

- Considerar los costos de operación y mantenimiento de la maquinaria ya que son los principales rubros que influyen en el costo de producción de cada metro cúbico del material pétreo.

- Estudiar la posibilidad de implementar una máquina de trituración, esto permitirá procesar un mayor volumen de material, se tendrá una mayor oferta de productos lo que aumentaría las ventas y ganancias de esta empresa.

- Implementar un Plan de Manejo Ambiental en el que se proponga un plan de remediación de las áreas explotadas con la reforestación de plantas endémicas, esto para minimizar el impacto ambiental y visual, además para establecer las normas básicas de seguridad.

BIBLIOGRAFÍA

- Aching, C. (2006). Ratios Financieros y Matemáticas de la Mercadotecnia. Lima, Perú: Prociencia Y Cultura S.A.
- ACSAM Consultores. (2015). Estudios de Evaluación, Factibilidad y Diseños Definitivos del Sistema Regional de Agua Potable Esmeraldas. Esmeraldas.
- ARCOM. (01 de Noviembre de 2016). Agencia de Regulación y Control Minero. Obtenido de Agencia de Regulación y Control Minero: http://www.controlminero.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2016/11/ESTADISTICA_MINERA_2015_noviembre20161.xls
- Baca Urbina, G. (2007). Fundamentos de Ingeniería Económica. Mexico: McGrawHill.
- Banco Central del Ecuador. (01 de Enero de 2017). Reporte de Minería. Obtenido de Banco Central del Ecuador: <https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/ReporteMinero012017.pdf>
- Banco Central Ecuador. (06 de Junio de 2017). Obtenido de Banco Central Ecuador: <https://www.bce.fin.ec/>
- Biblioteca Digital. (05 de Junio de 2017). Obtenido de Biblioteca Digital: <http://tesis.uson.mx/digital/tesis/docs/12786/Capitulo2.pdf>
- Código Orgánico integral Penal. (2014). Quito: Ministerio de Justicia, Derechos Humanos y Cultos.
- Construcción, D. d. (11 de Mayo de 2017). Fundación Laboral de la Construcción. Obtenido de Fundación Laboral de la Construcción: <http://www.diccionariodelaconstruccion.com/acondicionamiento-del-terreno-y-cimentaciones/esponjamiento>
- Descentralización., C. O. (2010). Registro Oficial Suplemento 303 de 19-oct-2010. Quito.
- Ecuador, C. d. (2008). Registro Oficial 449 de 2o de Octubre del 2008 . Quito.
- Energia, S. N. (2011). Reservas. Sociedad Nacional de Minería Petroleo y Energia, 1-2.
- Ferreira, M., & Aira, V. (2010). Aplicaciones Topográficas de los Drones. Buenos Aires.
- GADP de Alóag. (2014). Plan de Desarrollo Territorial. Mejía.
- Herrera Herbert, J. (2006). Métodos de Minería a Cielo Abierto. Madrid, España.
- Husillos, R. (2011). Estudio de viabilidad en proyectos de inversión. En R. Husillos, Proyectos Mineros y Energéticos (págs. 19-20). Cantabria: Creative Commons.

- INEC. (12 de Junio de 2017). Instituto Nacional de Estadísticas y Censos. Obtenido de Instituto Nacional de Estadísticas y Censos:
<http://www.ecuadorencifras.gob.ec/indice-de-precios-de-la-construccion/>
- L. Mott, R. (2006). Mecánica de Fluidos. México: Pearson.
- Lara, E. (1999). Primer Curso de Contabilidad. México: Trillas.
- Ley de Gestión Ambiental, C. (2004). Registro Oficial Suplemento 418 de 10-sep-2004. Quito.
- Minería, L. d. (29-01-2009). Registro Oficial. Quito.
- Ministerial, A. (2015). Sustituyese el libro VI del texto Unificado de legislación Secundaria. Quito: Registro Oficial Ecuador.
- Ortiz de Urbina, F., & Moyano, I. (2001). Curso de Evaluacion y Planificacion Minera. Madrid.
- Ortiz de Urbina, M. H. (2001). Curso de Evaluacion y Planificacion Minera. Madrid.
- Paladines, A., & Soto, J. (2010). Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador. Loja, Ecuador: Editorial UTPL.
- Pérez Valcárcel, J. (2008). Conceptos Generales de la Mecánica del Suelo. La Coruña.
- REFORMÁSE EL TEXTO UNIFICADO DE LEGISLACIÓN SECUNDARIA DEL LIBRO VI, TÍTULO I DEL SISTEMA ÚNICO DE MANEJO AMBIENTAL (SUMA). (2013). Quito.
- Rojas Medina, R. (2014). Costos de Producción.
- Salud, L. O. (2006). Ley 67, Registro Oficial Suplemento 423 de 22 de Diciembre del 2006. Quito.
- Schlumberger. (05 de Marzo de 2017). Schlumberger. Obtenido de Oilfield Glossary:
http://www.glossary.oilfield.slb.com/es/Terms/u/uniaxial_compressive_strength.aspx
- Torres, A., & Villalte, E. (2001). Topografía. Bogotá, D.C.: Pearson Education de Colombia Ltda.
- Whittle, D. (2000). Strategic Mine Planning and a Decision-making Behaviour Model. Colorado.
- Zapata Ingenieros. (17 de Junio de 2017). Zapata Ingenieros. Obtenido de Zapata Ingenieros: <http://www.zapataingenieros.com/base-y-sub-base-granular/>

ANEXOS.

Anexo 1 Mapa Fase 1

Anexo 2 Mapa Fase 2

Anexo 3 Mapa Fase 3

Anexo 4 Mapa Fase 4

Anexo 5 Mapa Fase 5

Anexo 6 Mapa Área y Volumen Removidos

Anexo 7 Inversión Inicial

Anexo 8 Estado de Pérdidas y Ganancias

Anexo 9 Flujo de Caja Mensual

Anexo 10 Flujo de Caja Anual