

Evaluación del Proyecto Minero “CHACRA 1”

Maestría en Evaluación de Proyectos

Por
Natalie Larrea Domínguez

Profesor Guía: Dr. José Dapena
Buenos Aires – Argentina, Noviembre 25 de 2015

Dedicatoria

Este trabajo está dedicado a mi papá, a su profesión y a sus años de trabajo, que lo han hecho tan feliz.

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	5
ESTADO DE LA CUESTION	7
ANTECEDENTES	7
DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO	8
UBICACIÓN	8
CLIMA, HIDROGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA	10
RECURSOS LOCALES E INFRAESTRUCTURA	10
MEDIO AMBIENTE	11
GEOLOGÍA Y MINERALIZACION	11
EXPLORACIÓN	16
TRABAJOS GEOLÓGICOS MINEROS DE EXPLORACIÓN	16
EVALUACIÓN DE RESERVAS	21
RECURSOS MEDIDOS RM (Reservas Probadas RP)	23
EXPLOTACIÓN	26
TRABAJOS PREPARATORIOS EN EL YACIMIENTO	27
DESTAPE DE LA CUBRECARGA	28
ARRANQUE DE LAS GRAVAS	29
PROCESAMIENTO (BENEFICIO) DE LAS GRAVAS AURÍFERAS	30
RELLENO	33
RESTITUCIÓN DEL SUELO	33
COSTOS	34
MAQUINARIA	34
PERSONAL	36
COSTOS DE PROSPECCIÓN Y EXPLORACIÓN	37
COMPRA DE TERRENOS	37
COSTO INFRAESTRUCTURAS	37
CAPITAL DE TRABAJO	37
GASTOS GENERALES	37
ALIMENTACIÓN	38
COSTOS LEGALES	38
DATOS ADICIONALES	41
SOLUCIÓN PROPUESTA	42
METODOLOGÍA: FLUJOS DE CAJA DESCONTADOS	42
PLAN DE PRODUCCIÓN ANUAL	42
ESTIMACIÓN DEL PRECIO DEL ORO	43
ESTRUCTURA DE COSTOS	44
TASA DE DESCUENTO	48
VALOR ACTUAL NETO	51
ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	51
ALTERNATIVA: FUTUROS DE ORO	56
RESULTADOS Y CONCLUSIONES	58
BIBLIOGRAFÍA	60
ANEXOS	61
ANEXO 1: PRECIOS HISTÓRICOS DEL ORO	61

ANEXO 2: FLUJO DE EFECTIVO PROYECTADO	62
ANEXO 3: BALANCE GENERAL PROYECTADO	63
ANEXO 4: INFORME COMPLETO DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	63
ESTADÍSTICAS DEL VAN	64
ESTADÍSTICAS DEL ERROR ASOCIADO AL PRECIO DEL ORO ESTIMADO	65
ANEXO 5: FOTOS	69
FOTO 1 - DEPÓSITOS CUATERNARIOS (TERRAZA ALUVIAL)	69
FOTO 2 – CONSTRUCCIÓN DE LABORES MINERAS (CORTE DE PRUEBAS DE PREPRODUCCIÓN)	69
FOTO 3 – ORO OBTENIDO EN PRUEBA DE PREPRODUCCIÓN 1	70
FOTO 4 – PERFIL ESQUEMÁTICO IN SITU	71
FOTO 5 – PLANTA DE LAVADO	72

INTRODUCCIÓN

La evaluación de proyectos mineros de inversión puede explicarse como el conjunto de acciones que permiten precisar cualitativa y cuantitativamente las ventajas y desventajas que presenta la asignación de recursos económicos a una iniciativa. Todo proyecto minero, independientemente de la fase en la que se encuentre, ya sea exploración o explotación, debe analizarse económicamente antes de asignar los recursos necesarios para llevarlo a cabo.

La complejidad de este tipo de proyectos, caracterizadas por la incertidumbre que las rodea y el gran volumen de capital requerido para su realización, acentúa la necesidad de invertir estudiando las diversas alternativas y considerando los diferentes tipos de riesgos, para intentar acercarse a la solución óptima, tanto en el plano técnico como en el económico.

El presente trabajo evalúa la viabilidad de la explotación aurífera en 90.33 hectáreas, que representan los Recursos Medidos (reservas probadas) del oro contenido en la superficie antes mencionada del área minera "Chacra 1"; la cual se encuentra ubicada en la región amazónica del Ecuador. El estudio de un proyecto de esta magnitud requiere proyecciones a largo plazo, y por lo tanto, la obtención de una información muy variada y la consideración de gran cantidad de parámetros, para poder realizar las estimaciones con el mínimo error.

Estas consideraciones, que comprenden costos operacionales, precio del mineral, factores que suponen un riesgo para la obtención de rentabilidad, y régimen fiscal que afecta al desenvolvimiento de las actividades extractivas en el territorio ecuatoriano, son necesarias para superar la toma de decisiones en cada dificultad que se presente.

Para el desarrollo de este tema, se ha dividido este trabajo en tres partes: El estado de la cuestión, la solución propuesta y las conclusiones.

La primera parte consta de varias secciones con un componente fuertemente técnico, en donde se hace una revisión histórica del proyecto y una descripción del área; se detallan los trabajos de exploración realizados, el proceso de evaluación de reservas, y finalmente se describen las actividades necesarias para la explotación del yacimiento.

La segunda parte describe el proceso de formulación y construcción del modelo económico de flujo de efectivo, que refleja de la forma más aproximada posible, la cuantía y el momento de materialización de los flujos económicos previstos, a lo largo de la vida útil del proyecto. Luego se determina la tasa de descuento adecuada para la actualización de fondos; y finalmente, se exponen las variables que incorporan incertidumbre a los resultados futuros del proyecto, y se realiza el análisis de sensibilidad, incorporando así la desviación de estos factores críticos en la toma de

decisiones.

Por último, en la tercera parte se detallan las conclusiones del análisis y de la evaluación.

ESTADO DE LA CUESTION

ANTECEDENTES

En el año 2000, el Ingeniero Iván Moran y el Señor Antonio Aguilar solicitaron ante la DINAMI (Dirección Regional de Minería) de Zamora Chinchipe una superficie de 1825 hectáreas para efectuar trabajos de exploración y explotación, y en el 2003, el Grupo Minero GAMA, conformado por las compañías mineras TERRIGENOS, MINALTA, ECOLMETALS y Sociedad Minera LAS PALMAS, empezó a negociar la adquisición de los derechos mineros que ahora constituyen el Proyecto Minero Chacra 1, sobre la misma superficie y bajo las mismas condiciones estipuladas en el Título Minero que fue otorgado en el 2003 al señor Morán y al señor Aguilar.

En el 2008 el Gobierno decretó un feriado minero, en el cual se suspendieron todos los trabajos de exploración y explotación de las concesiones mineras, con el fin de sanear todos los inconvenientes que existían en las diferentes áreas, como invasiones, minería informal y la especulación con las áreas mineras.

En el 2009 se publica la nueva Ley de Minería y su Reglamento, con esto todos los concesionarios que querían mantener los derechos sobre las superficies, volvían a firmar nuevos contratos sujetándose a las disposiciones de la nueva ley de minería, la cual otorga un título único de trabajos mineros, donde se pueden hacer las labores de exploración y explotación por un plazo de hasta 25 años por ambas etapas.

El grupo GAMA, como propietario de los derechos mineros sobre el área, comenzó a hacer trabajo de exploración durante los años 2009 y 2014, para comprobar si el yacimiento era económicamente rentable.

Con la publicación de la Ley Orgánica reformativa a la Ley de Minería en Junio del 2013, y del Decreto Ejecutivo al Reglamento General a la Ley de Minería en Octubre de 2014; el panorama para poder realizar trabajos mineros tuvieron un sustento mucho mayor como para hacer las inversiones, y considerando que se contaría con el respaldo de las entidades que regulan la actividad minera, el grupo GAMA decide empezar la explotación en el 2016. Esta resolución se basa también en la estabilidad del precio del oro y sus futuros aumentos de acuerdo de las proyecciones estimadas por expertos en la materia.

El área del Proyecto Minero Chacra 1 se localiza aproximadamente 40 kilómetros (en línea recta) al Este de la ciudad de Zamora, y aproximadamente 400 kilómetros al Sur de Quito, en las estribaciones de la Cordillera de los Andes y en contacto directo con la Cuenca Amazónica, sector denominado como Zona Subandina.

El Grupo Minero GAMA decidió contratar los servicios de un geólogo, que posee experiencia e idoneidad, quien visitó el proyecto en abril y mayo de 2006, y durante

ese tiempo realizo recorridos por las quebradas y cimas del sistema montañoso, al mismo tiempo que realizaba el mapeo geológico, se recolectaron 58 muestras de rocas y se hicieron innumerables lavados con batea de los sedimentos acumulados en los diferentes sitios de quebradas y ríos que cruzan el área, con el objetivo de confirmar la presencia y calidades de mineralización aurífera y otros minerales. Esta primera exploración del área proporcionó la información de fondo necesaria para evaluar la naturaleza geológica y validez mineralógica del Proyecto y repasando todos los datos disponibles se realizó un informe preliminar independiente y consistente con los requisitos definidos de las sociedades antes nombradas para efectuar los trabajos de exploración.

Los estudios geológicos y los trabajos mineros de exploración realizados y los que se podrían realizar en el futuro en la superficie concesionada del Proyecto Minero Chacra 1, parten del punto de vista de la cercanía con el Distrito Minero de Chinapintza y La Pangui y sus zonas aledañas, donde se efectúan labores de explotación aurífera en roca (túneles) por mineros informales, por trabajos de exploración y evaluación realizados por empresas mineras internacionales, (como Goldmarca, Revenge, Zamora Gold) en el mismo Distrito y por los trabajos de explotación aurífera artesanal en los depósitos aluviales que se han formado en las riberas y cauces abandonados de las quebradas y ríos que circundan al Proyecto Minero.

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

UBICACIÓN

El Proyecto Minero Chacra 1 se encuentra localizado al suroriente del territorio ecuatoriano (región amazónica) y pertenece a la jurisdicción política y territorial de la Provincia de Zamora Chinchipe, Cantón Guaysimi y que comprende a las Comunidades Shuar de Congüime, Sta. Elena y Wankuis de la Asociación Shuar Nankais; está conformado por 1,825 hectáreas mineras, tiene la configuración de un polígono irregular y su ubicación es graficada en la carta topográfica Guaysimi (esc: 1:50,000) de acuerdo a las siguientes coordenadas geográficas del sistema U.T.M.¹

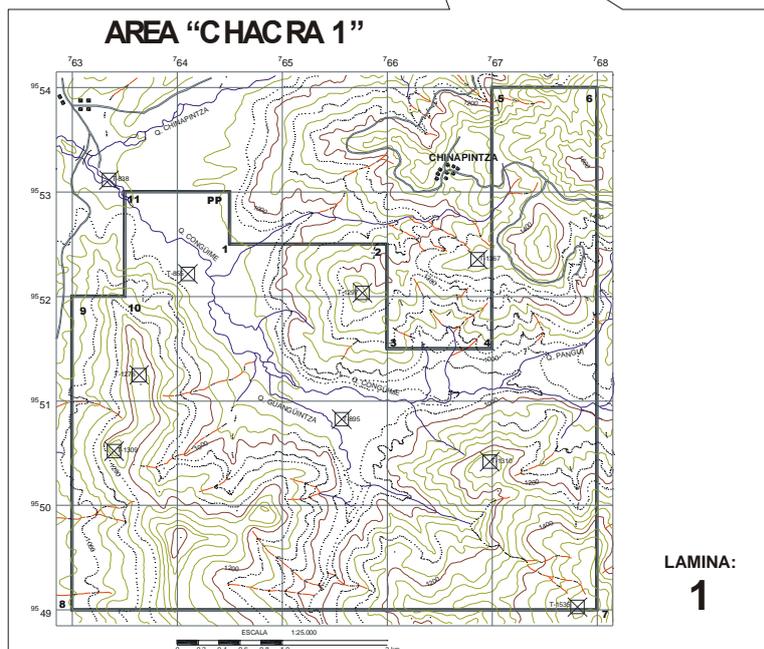
PP = 763,000 E	9'549,000 N
01 = 763,000 E	9'552,000 N
02 = 763,500 E	9'552,000 N
03 = 763,500 E	9'553,000 N
04 = 764,500 E	9'553,000 N
05 = 764,500 E	9'552,500 N
06 = 766,000 E	9'552,500 N
07 = 766,000 E	9'551,500 N

¹ Sistema de coordenadas universal transversal de Mercator

08 = 767,000 E 9'551,500 N
 09 = 767,000 E 9'554,000 N
 10 = 768,000 E 9'554,000 N
 11 = 768,000 E 9'549,000 N

El acceso al Proyecto Minero Chacra 1 es relativamente complicado por la falta de una buena infraestructura vial en esta parte del país, ya que la gran mayoría de carreteras son de revestimiento suelto y/o afirmadas. La entrada se la realiza partiendo desde la ciudad de Loja hasta la ciudad de Zamora por una vía asphaltada, desde esta población y por una carretera de revestimiento suelto hasta la población de Zumbí, posteriormente se continúa hacia el este por otra vía de revestimiento suelto que conduce hasta las poblaciones de Paquisha y posteriormente hasta la Jibará Congüime.

Ubicación del Área en el Ecuador



CLIMA, HIDROGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA

No se puede definir a ciencia cierta un clima determinado para la zona de ubicación del Proyecto Minero Chacra 1; pero, por lo observado se puede deducir que el clima corresponde a subtropical húmedo, con temperaturas que oscilan entre los 18°C a 35°C. La humedad promedio es del 80% para todo el año. La niebla o neblina y las capas de nubes son típicas durante la estación lluviosa. Salvo rupturas que pueden ocurrir como resultado de extraordinarias lluvias fuertes, no impiden que las condiciones de operatividad sean normales en todo el año.

Los principales sistemas hidrográficos los conforman las quebradas Congüime (drena de Este a Oeste) y Guanguintza (drena de Sur a Norte), cuyas aguas se unen y se dirigen hacia el Noroeste, poseen un aporte de aguas de otras quebradas menores, con quebradas angostas en sus partes superiores que van ensanchándose conforme avanzan hacia una penillanura de inundación. Estos dos sistemas hidrográficos (Congüime y Guanguintza) se unen con aguas de la Quebrada Chinapintza (drena de Noreste a Suroeste) para posteriormente depositar sus aguas en el río Nangaritzza (que drena en sentido Sur a Norte).

El Proyecto Minero Chacra 1 se encuentra ubicado principalmente en las estribaciones occidentales de la Cordillera del Cóndor posee una topografía que se caracteriza por tener un relieve más o menos irregular. Sus alturas varían desde los 840 metros sobre el nivel del mar (msnm) cerca de la confluencia de las quebradas Congüime y Chinapintza hasta los 1620 msnm cerca del nacimiento de la Quebrada Panguí.

RECURSOS LOCALES E INFRAESTRUCTURA

Los campamentos del Grupo Minero GAMA pueden acomodar actualmente a 100 personas con relativa comodidad. El alojamiento tendría que ser amplificado para una fuerza obrera más grande, o el personal tendría que ser contratado y trasladado de los pueblos vecinos como La Punta, La Libertad, Cizan, Nuevo Quito o Paquisha.

Los servicios logísticos con referencia a la provisión de alimentos, combustibles, repuestos y otros suministros básicos de campo pueden ser adquiridos en Yanzatza, Zamora, o Loja; mientras que Cuenca, Guayaquil y Quito, serían las fuentes mayores para suministros de equipos, repuestos, insumos y otros que no se puedan conseguir en las poblaciones nombradas primeramente.

Existe un sistema eléctrico (Servicio interconectado de la EERSSA) que entrega energía mediante 2 líneas (2 fases, 110 amperios), que puede ser utilizado para operar equipos medianos y servicios generales domésticos, que en la actualidad no está siendo utilizado.

No se considera que la disponibilidad de agua sea un problema, el agua puede ser

conducida por tuberías hasta una pequeña planta potabilizadora para consumo doméstico y humano, mientras que para otros usos hay quebradas significantes y ríos que cruzan a la concesión para que el agua pueda adquirirse. Se considera que la propiedad tiene el espacio adecuado para instalar nuevos campamentos, oficinas, planta de procesamiento de minerales, zonas de acumulación de colas.

Los alrededores del área tienen un número significativo de mineros "informales" que constituirían una mano de obra buena para labores de minería subterránea o de cielo abierto.

MEDIO AMBIENTE

La actividad minera informal e ilegal, que desde el descubrimiento del Distrito Minero de Chinapintza, ha resultado en una clara y peligrosa contaminación del ambiente que consiste principalmente en mercurio y la contaminación de desechos orgánicos, además de una continua y fuerte deforestación. Por las leyes mineras de Ecuador, la contaminación realizada anteriormente a la adquisición de un Proyecto por un nuevo dueño, no aumenta la responsabilidad por los daños producidos anteriormente a su nuevo status. Sin embargo, el Grupo Minero GAMA ha indicado que se compromete a la remediación del ambiente dónde sea factible y a asegurar que obedecerá y cumplirá con los requisitos de todas las protecciones al medio ambiente.

GEOLOGÍA Y MINERALIZACION

GEOLOGÍA REGIONAL

La geología de Ecuador comprende terrenos oceánicos y continentales que están acrecentados al Cratón Amazónico desde el Cretácico Temprano y el Terciario Temprano.

Regionalmente, la zona de estudio se sitúa en una pequeña cordillera dentro de la región localizada entre la Cordillera de Los Andes al Oeste y el Cratón Amazónico (Precámbrico) al Este. Se localiza en la Cordillera del Cóndor que comprende un levantamiento y empuje del terreno debido a las intrusiones de un Batolito granítico (Paleozoico – Jurásico); tiene una geomorfología de cimas onduladas y paisajes de tipo juvenil a maduro con secciones de valles en forma de “V” en sus partes altas y en forma de “U” en sus partes bajas; con fallas de dirección submeridional de Norte a Sur, N - S, las cuales son cortadas y/o interceptadas por fallas de dirección general Este - Oeste, donde se presume que estos lugares de intersección son de influencia positiva para el enriquecimiento de la mineralización (Ej. Depósito Minero de Chinapintza, localizado entre el río Nangaritzta y la Cordillera del Cóndor donde laboran alrededor de 1000 personas explotando un stockwork de vetas oxidadas de 0.2 a 0.7 metros de espesor y de dirección aproximada de N 20 E que contienen cuarzo, arsenopirita, calcopirita, molibdenita, galena, granate, oro y plata.

Una secuencia de unidades geológicas, regionalmente descritas, presentan un orden cronológico que van desde el Paleozoico hasta el Cuaternario.

Grupo Zamora (Pzz): Comprende una secuencia de rocas metamórficas tipo pizarras, esquistos, filitas y cuarcitas (F. Isimanchi), y son recubiertas discordantemente por rocas cuarcíticas, calizas, pizarras y los volcanoclásticos (F. Piuntza).

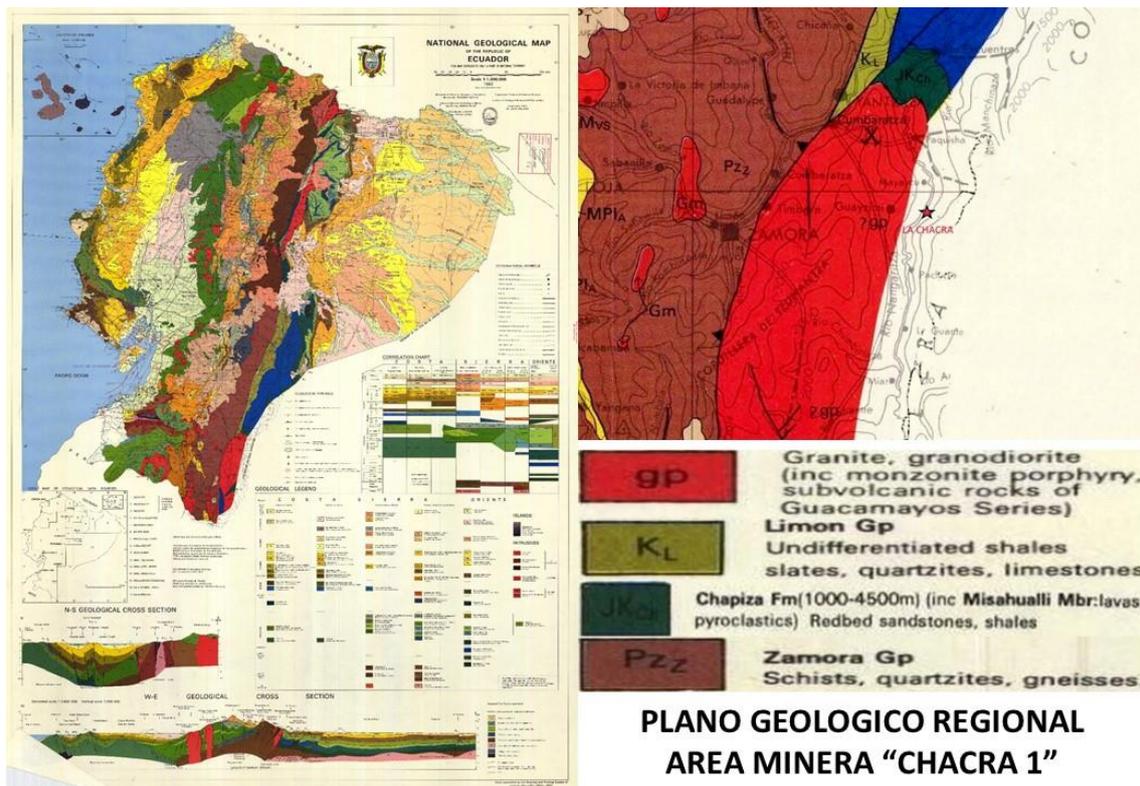
Formación Chapiza (JKch): Constituida por areniscas rojizas, turbiditas, flujos de lodo basáltico que recubren a las rocas del Grupo Zamora y a su vez son recubiertas por los flujos esparcidos de tobas y brechas y sedimentos volcanogénicos (F. Misahuallí).

Grupo Limón (KI): Conformado por sedimentos marinos transgresivos que comprenden areniscas rojas, flujos de lodo y calizas fósil (F. Hollín y F. Napo) y que son así mismo recubiertas por piroclastos y volcánicos riolíticos y dacíticos (F. Chinapintza) y que se superponen a las rocas antes descritas.

Rocas Intrusivas (Gp): Toda la sucesión de rocas descritas fue intruída por una serie de cuerpos porfiríticos ácidos a intermedios (superficialmente emplazados), rocas intrusivas y diques, cuyo emplazamiento intrusivo es controlado por estructuras regionalmente desarrolladas. Asociado con este evento ígneo (Cretácico Inferior) existe un evento volcánico asociado cerca de la superficie (hipoabisal) de actividad intrusiva y de mineralización asociada. Estas rocas ígneas se denominan Batolito de Zamora (Paleozoico-Jurásica) que consiste en una serie de rocas tipo de granodioritas, granitos, tonalitas y dacitas. Las rocas más antiguas aparecen preservadas como bloques fallados y como techos colgantes dentro del Batolito de Zamora.

Con relación a Depósitos Cuaternario, estos son acumulaciones de material detrítico, compuestos por arena semiconsolidada, grava y bloques de rocas intrusivas, metamórficas y volcánicas que han sido depositados en forma irregular en terrazas y presentan una morfología plana con una leve disección aguas abajo, esto se debe a que la erosión ha afectado principalmente las partes superiores de estas acumulaciones causando disecciones, mientras que las partes inferiores son planas y fácilmente detectables con la presencia de meandros abandonados.

Plano Geológico Regional



GEOLOGÍA LOCAL

Los trabajos de exploración geológica minera en el Proyecto Minero Chacra 1 consistieron en recorridos por las diferentes quebradas y cimas de los ramales de la Cordillera del Cóndor, los mismos que consistieron en un muestreo de afloramientos (muestras de mano) para su estudio litológico visual que nos permitió correlacionarlas para el levantamiento geológico; muestreo significativo y/o lavado en batea de sedimentos fluviales activos y depositaciones aluviales hasta obtener un concentrado de minerales pesados para la observación visual del de chispas de oro.

Para motivos de simplicidad, la secuencia litológica del Proyecto Minero Chacra 1, se la puede definir en tres (3) unidades principales (ver Plano Geológico Local y Perfil Transversal A-A') e indicios de otras menores, las mismas que se describen a continuación:

Depósitos Cuaternarios (Depósito Aluvial): Los principales depósitos cuaternarios son los materiales sedimentarios que se han depositado a lo largo de los valles formados por el arrastre de material aluvial de las quebradas Congüime, La Pangui, Guangüintza y Chinapintza principalmente, y que han formado extensas planicies de inundación o zonas de playas aluviales con presencia significativa de oro, que en la actualidad están siendo evaluadas en forma técnica.

La principal composición de las gravas son granitos, granodioritas, rocas volcánicas secundarias y rocas metamórficas, principalmente areniscas de cuarzo; debido a los procesos de silicificación estas rocas son duras, compactas y abrasivas, los materiales de playas y terrazas son flojos o levemente compactos, sin que se encuentren rastros de cementación.

El tamaño de los elementos gruesos contenidos en los paquetes de gravas van desde rodados de algunos centímetros de diámetro hasta Boulders de más de 2 metros de diámetro; arena media con arcilla en menor cantidad son parte de los elementos que constituyen las gravas.

Las zonas de material coluvial (cubrecarga) están constituidas principalmente por rocas intrusivas meteorizadas, y cubren en algunos sitios a las terrazas aluviales formando una capa de cobertura de hasta 1.8 metros de espesor, y son generalmente material detrítico que ha sido producto de diversos derrumbes.

En la quebrada La Pangui se tiene un interesante depósito residual (Depósito activo), que se ha conformado por una constante alimentación desde la parte alta (minería primaria de Chinapintza) de materiales detríticos mineralizados (polimetálicos más oro).

El depósito residual contiene arenas producidas en las plantas de beneficio, arenas de roca, gravas y rodados mineralizados. Este depósito se diferencia del depósito aluvial-residual, ya que mayormente contiene residuos mineralizados².

Rocas Volcánicas e Intrusivas: Son rocas que ocupan partes de la superficie de la zona estudiada y corresponden principalmente a tobas, lavas, piroclastos, brechas y en menor proporción calizas, las mismas que en ciertos lugares se encuentran incluidos de paquetes de lutitas y areniscas algo calcáreas.

Estos volcánicos, generalmente se encuentran algo meteorizadas, son de coloración grisácea a gris oscuro, de textura semiporfirítica y de grano medio a fino, poseen en ciertos lugares una incipiente silicificación, presencia mediana de sulfuros y oxidaciones de ellos, algunas veces presencia de carbonatos.

Existe una predominancia de tobas sobre los piroclastos, brechas y lavas, y dentro de las tobas es necesario anotar la presencia de tobas algo silicificadas (metamorfizadas) de coloración verdusca, con epidota, granates, carbonatos, sulfuros y vetillitas de cuarzo que corresponderían a una zona de skarnificación.

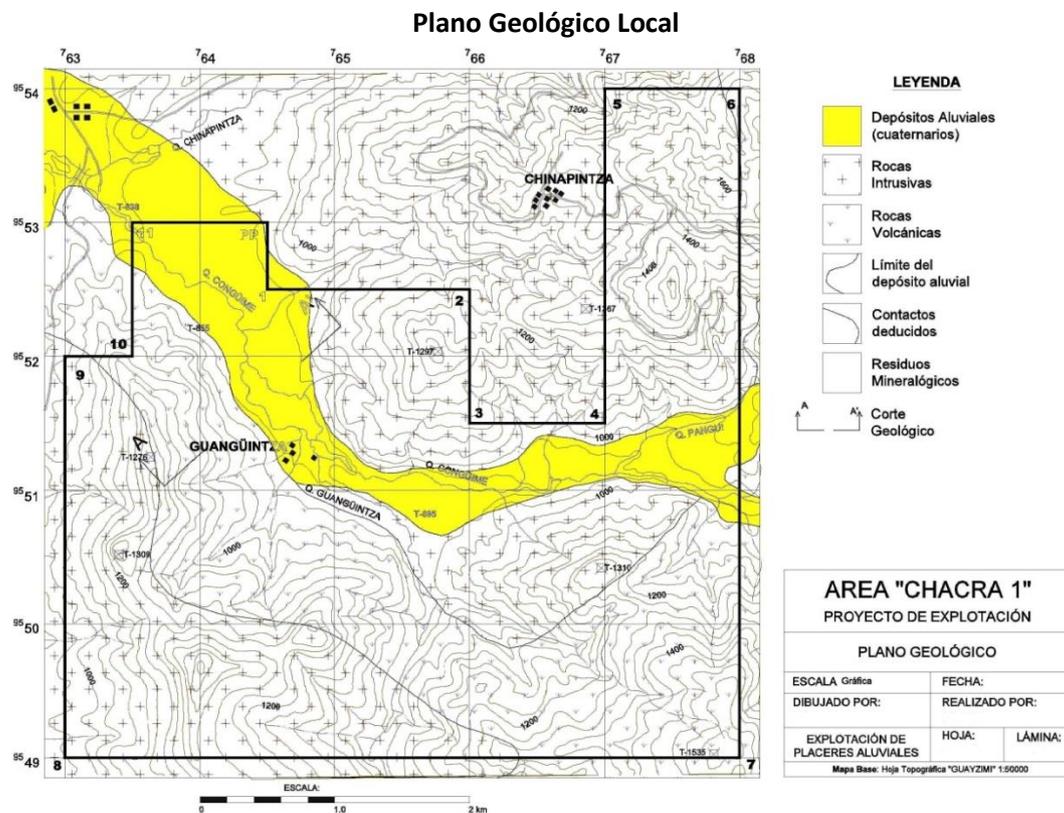
En el área motivo de este informe se comprobó la existencia de rocas intrusivas que comprenden rocas granodioritas (principalmente), granitos y dioritas, que afloran en grandes sitios de la zona estudiada y que mayoritariamente se encuentran bastante alterados, muy lixiviadas y/o meteorizadas en superficie (procesos de caolinización),

² ANEXO 5: Foto 1 - Depósitos Cuaternarios (Terraza Aluvial)

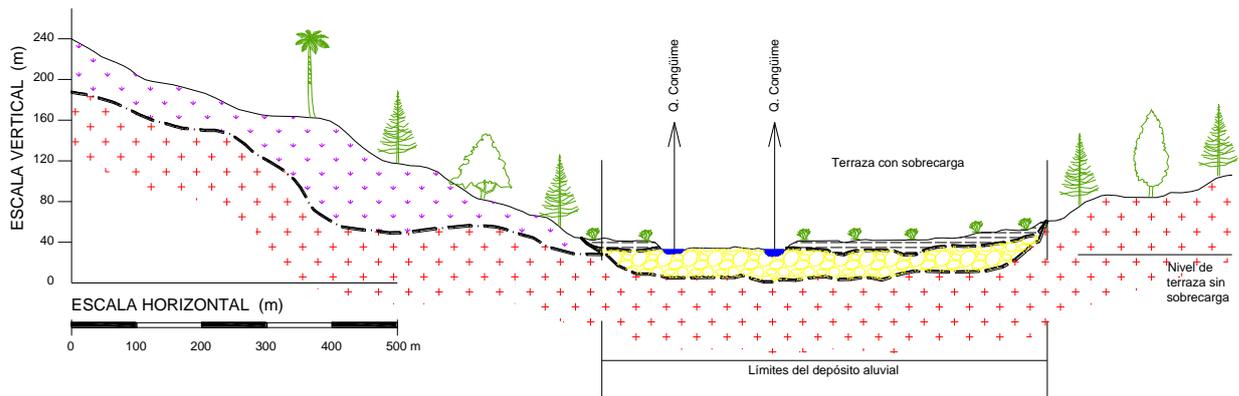
existen sitios de stockwork de limonitas y oxidación de minerales férricos, y en muchos sitios se presenta como cuerpos porfíricos con estructuras (vetas) algo silicificadas.

Estas rocas intrusivas corresponden o son parte del intrusivo o Batolito de Zamora, el mismo que presenta indicios de haber sufrido algunas intrusiones posteriores, y que presenta rocas que cuando están frescas tienen mayoritariamente granos medios, con cristales pequeños de biotitas y hornblendas, y diseminaciones de sulfuros.

Rocas Metamórficas: Son principalmente pequeños paquetes intercalados en rocas volcánicas que se han localizado en algunas quebradas y corresponden principalmente a esquistos y filitas, que han sido localizados en algunos sectores del sur este del área de estudio.



PERFIL TRANSVERSAL A-A'



LEYENDA			
	Cubrecarga		Rocas intrusivas
	Depósito aluvial		Limite grava-bedrock
	Rocas volcánicas		Contacto deducido
	Potrero o vegetación baja		Vegetación de montaña

AREA "CHACRA 1"		
PROYECTO DE EXPLOTACIÓN		
PERFIL TRANSVERSAL TÍPICO DEL VALLE ALUVIAL		
ESCALAS Gráficas	FECHA: ABR 2003	
DIBUJADO POR: pmmb	REALIZADO POR: ING. I. MORÁN	
EXPLOTACIÓN DE PLACERES ALUVIALES	HOJA: 2 DE 2	LÁMINA: 4
Mapa Base: Hoja Topográfica "GUAYZIMI" 1:50000		

EXPLORACIÓN

TRABAJOS GEOLÓGICOS MINEROS DE EXPLORACIÓN

El Proyecto Minero Chacra 1, ofrece principalmente altas perspectivas para una explotación aurífera de aluviales en forma técnica y de buenas condiciones de rentabilidad económica.

Los datos recopilados en este periodo, consistió en la recolección de información de forma general del aspecto social y humano del sector, y posteriormente sobre la topografía, geología regional y local, características estructurales y tectónicas del sector, para lo cual se ha hecho uso de mapas topográficos, geológicos, fotografías aéreas e información adicional recolectada de sectores aledaños tales como el Distrito Minero de Chinapintza (al este), Guaysimi (al oeste) y Pachicutza (al sureste).

Con toda esta información se ha facilitado un tanto el conocimiento de este sector y que ha permitido que los trabajos geológicos mineros de exploración en el proyecto se hayan iniciado con buenos augurios.

Del estudio de las fotografías aéreas, se ha realizado la identificación de importantes

lineamientos tanto a nivel regional como a nivel local destacándose entre estos, lineamientos de dirección general Norte – Sur y otros lineamientos circulares característicos para la región, además de lineamientos menores que en conjunto dan las condiciones geológicas propicias para el emplazamiento y por lo tanto para la búsqueda de mineralización.

El levantamiento geológico se lo realizó en diferentes fases, para lo cual se contó con la carta topográfica Guaysimi, escala 1:50.000, para lograr este propósito se realizaron diferentes perfiles geológicos en el área, con los que se ha cubierto la totalidad de la misma llegando a definir la disposición litológica, contactos entre las unidades, presencia de fallas y lineamientos de importancia y sus intersecciones para definir la existencia de depósitos con mineralización en roca dura, y lo que es más importante definir mineralógicamente los sectores de las terrazas aluviales más propicios donde existan acumulaciones de mineralización aurífera que sea económicamente rentable.

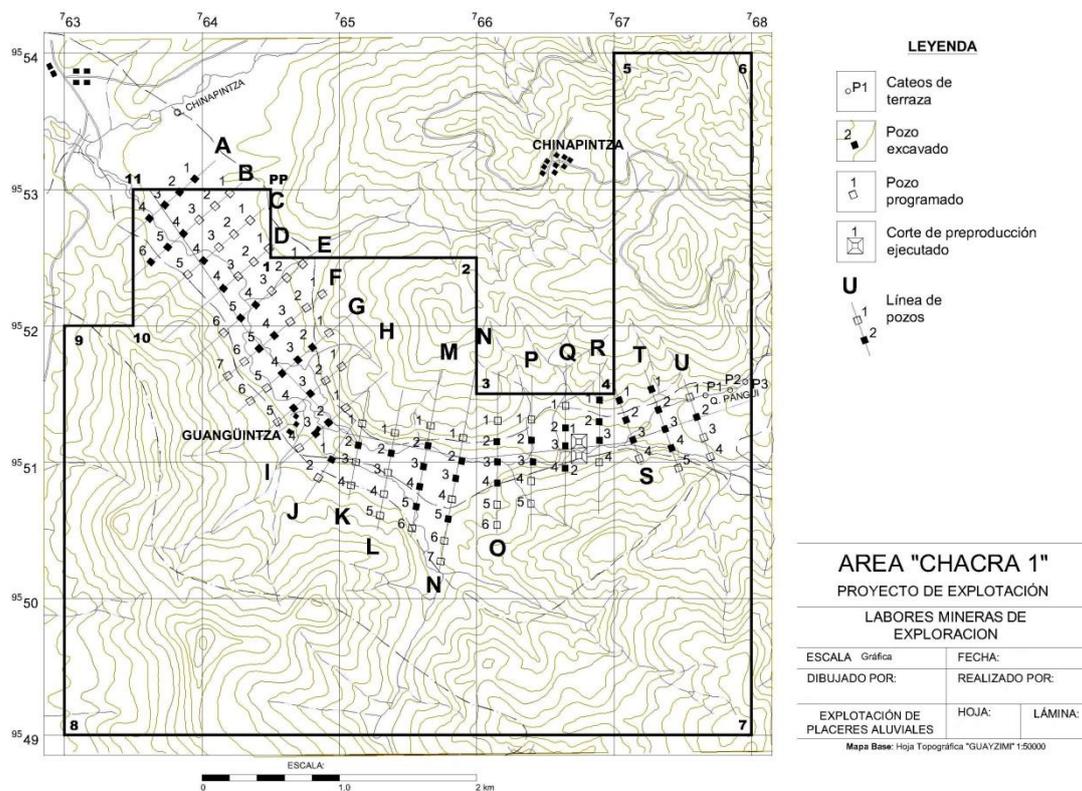
Para el estudio de los diferentes sectores del Proyecto Minero Chacra 1, tomando en cuenta que el Proyecto es principalmente para la explotación técnica de las gravas auríferas y que todos los trabajos de exploración fueron dirigidos en esa dirección, se han realizado y desarrollado las siguientes labores mineras:

Muestreo sistemático: Desde el inicio de los trabajos exploratorios se ha venido ejecutando esta actividad, primeramente con el muestreo de sedimentos fluviales, estudio de clastos y/o rodados y posteriormente llevando a cabo mayor cantidad de muestreos de gravas, que son lavados en batea, realizando el análisis visual de los concentrados para determinar el contenido de oro; además en forma paralela se realizaba el estudio litológico, mineralógico y estructural de los diferentes afloramientos de rocas con igual propósito.

Construcción de labores mineras: Esta fase corresponde a la construcción mecánica y manual de pozos de exploración y cateo, sobre líneas que fueron programadas en forma perpendicular al eje de la quebrada Congüime. Estas labores tienen dimensiones de 4 x 4 metros generalmente, y profundidades de hasta 10.60 metros; se realizaron 49 pozos.

Para la ejecución de las labores indicadas se utilizó una excavadora y una planta clasificadora, para lavar las gravas y concentrar los minerales metálicos, y de este concentrado recuperar especialmente oro. En el siguiente gráfico (Ubicación de Trabajos Mineros de Exploración) tenemos la ubicación de los pozos de exploración en las diferentes líneas. La distancia entre líneas, se trató de regularizar en 250 metros y la separación entre pozos es de 150 metros.

Ubicación de Trabajos Mineros de Exploración



Posteriormente entre las líneas Q y R se realizó dos cortes de prueba de preproducción con una sección de 25 x 25 metros, y en profundidad hasta llegar al bedrock (lecho rocoso). Estos cortes de preproducción se realizaron para determinar las condiciones de depositación de las gravas y su contenido de oro³⁴.

En la siguiente tabla se presentan los parámetros técnicos obtenidos en las diferentes labores mineras exploratorias.

³ ANEXO 5: Foto 2 – Construcción de Labores Mineras (Corte de pruebas preproducción 1)

⁴ ANEXO 5: Foto 3 – Oro obtenido en prueba de preproducción 1

Parámetros técnicos obtenidos en las diferentes labores mineras exploratorias ejecutadas

LINEA	AZIMUT	TIPO DE LABOR		DIMENSIONES DE LABOR			ESTRATO OPERATIVO		CORTE EN BEDROCK (m)	NIVEL FREÁTICO (m)
		Pozo (No)	Corte de Preprod	Largo (m)	Ancho (m)	Profund. (m)	Pot. Cubrec. (m)	Pot. Grava (m)		
A	N 49 E	1		4.00	4.00	9.00	2.40	6.60	0.00	3.10
		2		4.00	4.00	9.00	2.90	6.10	0.00	3.20
		3		4.00	4.00	10.5	2.00	8.00	0.50	3.00
		4		4.00	4.00	9.5	0.00	9.20	0.30	0.30
B	N 49 E	4		4.00	4.00	10.6	1.90	8.70	0.00	2.60
		5		4.00	4.00	8.7	0.00	8.30	0.40	0.60
		6		4.00	4.00	9.45	1.20	7.75	0.50	1.80
C	N 49 E	4		4.50	4.50	8.65	0.00	8.65	0.00	0.35
D	N 49 E	4		4.50	4.50	8.00	0.70	7.30	0.00	0.85
E	N 49 E	4		4.00	4.00	9.3	2.60	6.20	0.50	0.55
		5		4.00	4.00	8.05	0.40	7.15	0.50	0.45
F	N 49 E	4		4.00	4.00	7.9	1.50	5.90	0.50	1.40
		5		4.00	4.00	6.6	0.00	6.10	0.50	0.30
G	N 49 E	2		4.00	4.00	7.5	1.30	5.70	0.50	1.20
		3		4.50	4.50	8.7	1.10	7.10	0.50	1.10
		4		4.00	4.00	7.4	0.40	6.50	0.50	0.49
H	N 49 E	3		4.00	4.00	7.3	0.00	6.80	0.50	0.30
		4		4.00	4.00	7.55	1.20	5.85	0.50	1.00
I	N 49 E	2		4.00	4.00	6.6	0.00	6.10	0.50	0.35
		3		4.00	4.00	8.00	1.20	6.30	0.50	1.10
J	N 32 E	1		4.00	4.00	7.25	1.00	5.75	0.50	1.15
K	N 11 E	2		4.00	4.00	6.7	0.00	6.20	0.50	0.45
L	N 11 E	2		4.00	4.00	7.2	0.00	6.70	0.50	0.60
M	N 11 E	2		4.00	4.00	6.3	0.00	6.00	0.30	0.50
M	N 11 E	3		4.00	4.00	8.1	1.95	5.65	0.50	1.80
		4		4.00	4.00	6.9	1.80	4.60	0.50	1.70
		5		4.00	4.00	5.6	0.95	4.25	0.40	1.90

N	N 11 E	2		4.00	4.00	6.30	0.00	5.80	0.50	0.55
		3		4.00	4.00	6.90	1.40	5.50	0.00	1.30
		5		4.00	4.00	8.50	1.85	6.15	0.50	1.75
O	N-S	2		4.00	4.00	6.10	1.80	3.80	0.50	1.95
		3		4.50	4.50	5.00	0.00	4.50	0.50	0.45
		4		4.00	4.00	7.80	2.20	5.10	0.50	2.00
P	N-S	2		4.00	4.00	7.40	2.40	4.50	0.50	2.35
		3		4.50	4.50	7.00	0.00	6.50	0.50	0.30
Q	N-S	2		4.00	4.00	6.60	3.10	3.00	0.50	3.20
		3		4.00	4.00	7.70	0.00	7.20	0.50	0.40
		4		4.00	4.00	8.10	0.90	6.70	0.50	1.40
CORTEOS	N-S		1	25.00	25.00	7.90	2.40	5.50	0.50	3.20
			2	25.00	25.00	5.90	0.00	5.90	0.50	0.90
R	N-S	1		4.00	4.00	8.00	2.90	5.10	0.00	2.70
		2		4.00	4.00	8.50	2.30	6.20	0.00	2.20
		3		4.00	4.00	5.60	0.00	5.10	0.50	0.50
S	N-S	1		4.00	4.00	7.50	2.60	4.90	0.00	2.40
		2		4.50	4.50	9.40	1.40	8.00	0.00	1.95
		3		4.00	4.00	8.50	0.00	8.50	0.00	0.70
T	N-S	1		4.00	4.00	8.00	2.10	5.90	0.00	2.00
		2		4.50	4.50	9.50	1.80	7.70	0.00	1.90
		3		4.50	4.50	9.20	2.20	7.00	0.00	2.30
		4		4.00	4.00	6.30	0.50	5.30	0.50	0.80
U	N-S	2		4.50	4.50	9.10	2.40	6.20	0.50	2.40
CATEOS	P1	Q, LA PANGUI		0.15	0.15	3.20	1.20	2.00	0.00	0.00
	P2	Q, LA PANGUI		0.15	0.15	4.00	1.50	2.50	0.00	2.20
	P3	Q, LA PANGUI		0.15	0.15	3.55	1.30	2.25	0.10	3.50

En el transcurso de los diferentes trabajos exploratorios realizados en el depósito aluvial, paralelamente se realizaron una serie de análisis in situ con porrón y batea como también análisis tanto petrográficos, mineralógicos y químicos, con el fin de ir constatando la composición y tipo de rocas encontradas, y los diferentes tenores o leyes de oro y otros minerales para en el futuro determinar las posibilidades de encontrar un yacimiento de roca dura.

EVALUACIÓN DE RESERVAS

El depósito aluvial se presenta formando dos tipos de terrazas, la joven y la antigua: la primera corresponde a una penillanura formada por las constantes crecidas y desbordamientos del cauce de la quebrada Congüime, estas acciones permiten que una amplia planicie en algunos casos hasta 300 metros se presenta sin cubrecarga y reciba aportes constantes de material de escombros de las actividades mineras que se ubican en la parte alta de la quebrada La Pangui.

La segunda terraza o antigua se ubica hacia los dos márgenes de la quebrada Congüime, contiene una cubrecarga que varía entre 0.7 y 3.0 metros de espesor; sobre estas terrazas se tiene algunos potreros y pequeños sembríos.

Las terrazas auríferas presentan una depositación heterogénea de: arena, grava y rodados; las dimensiones de los diferentes elementos varían entre 1mm hasta 90cm, con boulders esporádicos mayores a 2 metros de diámetro. Las gravas generalmente se presentan redondeadas con cierto porcentaje de clastos subangulares.

Conforme la Quebrada Congüime sigue su curso aguas abajo, hay una clara disminución de tamaños de las gravas, se observa la presencia de poca arcilla.

Posteriormente a la ejecución de los trabajos exploratorios se determina que el concentrado pesado está compuesto por pirita (Py), calcopirita (Cpy), ilmenita, magnetita, plata (Ag), oro (Au), cuarzo (Qz) y otros minerales ferrosmagneesianos.

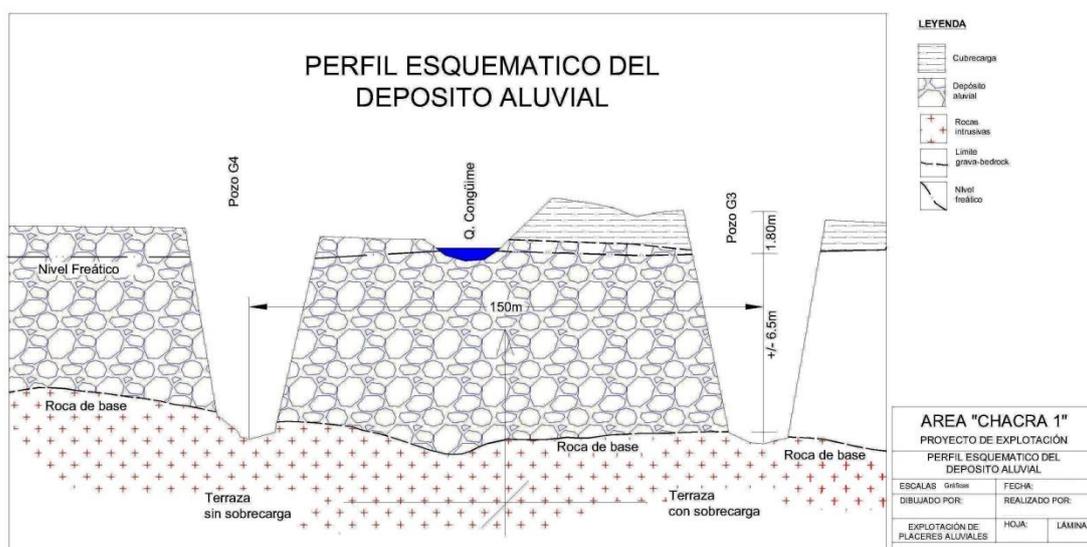
Una vez separado el oro con mercurio (Hg), el concentrado de minerales pesados más una parte de arena algo pesada, constituyen colas mineralizadas o residuos mineralizados; este concentrado sometido a molienda libera otra fracción de Au. Este aspecto determina la necesidad de realizar pruebas de cianuración de la fracción arenosa más minerales pesados del “todo uno”.

El oro (Au) que se obtiene de una primera concentración y separación se presenta en forma de polvo, granos semiredondeados y algunas láminas; el color varía entre amarillo y amarillo-verdoso (posible contenido de cobre (Cu) y plata (Ag)).

Hay presencia de partículas subredondeadas y acompañadas de cuarzo, lo que hace pensar que la fuente de origen (posible estructura mineralizada) se encuentra muy cerca del depósito aluvial (placer aluvial).

Para determinar la Ley del mineral se ha procedió a juntar partículas mayores a 1.5 milímetros de diámetro hasta obtener un peso de 25 gramos que fueron sometidos a un Ensayo Metalúrgico por copelación, el mismo que consiste en fundir la muestra a altas temperaturas y posteriormente tratarlo con ácidos nítrico y clorhídrico y obtener una muestra de oro fundido libre de impurezas, la cual arrojó una Ley de 85% de pureza; esto significa que 850 milésimas son oro.

En la siguiente lámina se tiene un perfil esquemático del paquete aluvial explorado, se observa la disposición de diferentes capas:



Cubrecarga: Haciendo una descripción de la cubrecarga desde la superficie hacia el límite con el paquete aluvial, está constituida por un horizonte húmico muy escaso que varía entre 10 y 15 centímetros de potencia, y el resto de la capa que conforma la cubrecarga está constituido generalmente por limo, arena y arcilla, que presentan porcentajes mínimos de mineralización.

Grava: Los paquetes de gravas auríferas se presentan bien definidos, no tienen una alta compactación, contienen poca arcilla; a lo largo y ancho del depósito se mantiene bastante regular el parámetro potencia y está constituido de glastos subredondeados a redondeados y laminares, en muchos casos presenta poco recorrido y corresponden principalmente a rocas granodioríticas, granitos y en menor proporción rocas metamórficas, tipo esquistos o filitas.

Bedrock: La roca de base o el lecho de roca, está constituida por rocas intrusivas (granodioritas del Batolito de Zamora), en cuyo contacto con la grava se

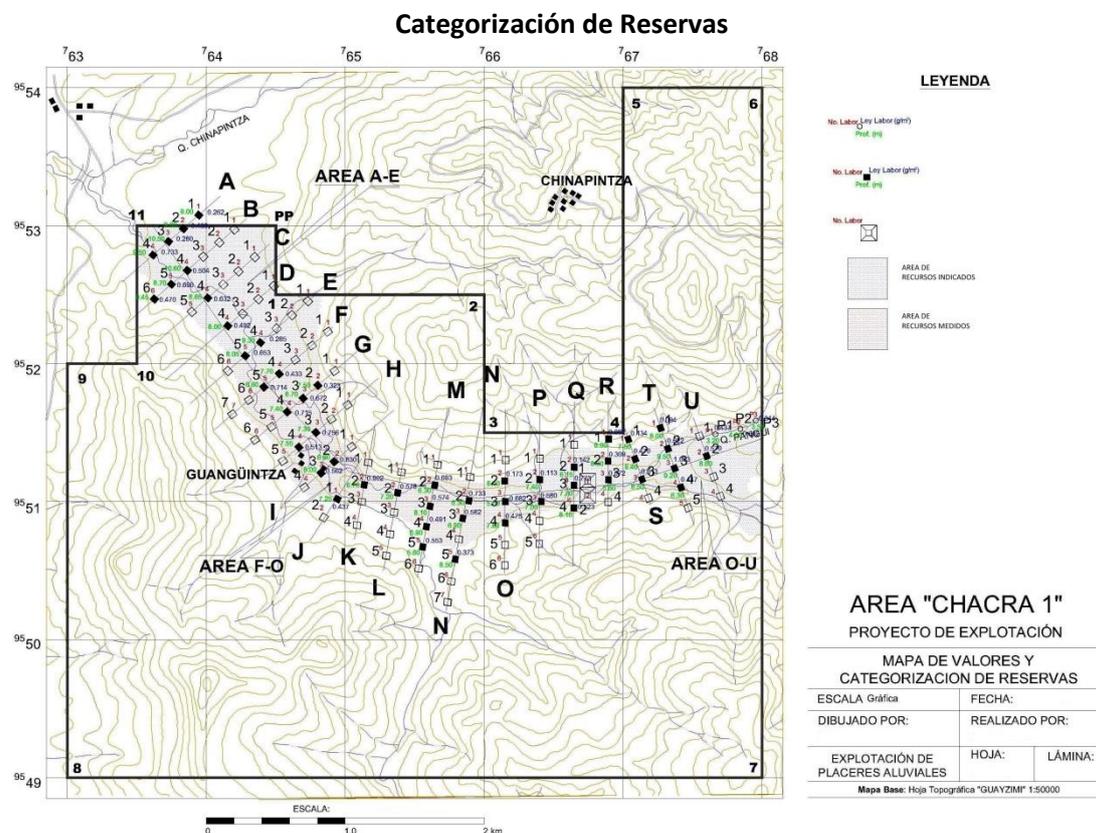
presenta generalmente meteorizada (aproximadamente 2 metros), esta condición permite que se recoja todo el material aluvial⁵.

RECURSOS MEDIDOS RM (Reservas Probadas RP)

De acuerdo a las labores de exploración realizadas, se han podido determinar que existen 2 tipos de recursos minerales, los Recursos Medidos (RM) y los Recursos Indicados (RI). Los Recursos Medidos se consideran así por todos los trabajos realizados en base a parámetros internacionales de cálculo de reservas, los cuales son el motivo de esta evaluación.

Además existen los Recursos Indicados, los cuales todavía necesitan una serie de trabajos técnico geológico mineros para subirlas de categoría o confirmar que son o no económicamente rentables. Los Recursos Indicados en el área Chacra 1 alcanzan un volumen de 11,311,176 m³ de grava, que corresponden a las zonas ubicadas al noroeste y este de las zonas de Recursos Medidos (Líneas A-E y P-U).

Una vez concluida la ejecución de los trabajos mineros exploratorios se determina que en la superficie F-O, están contenidas o se delimitan los Recursos Medidos (ver gráfico de Categorización de Reservas). La superficie indicada se calcula en 90.33 hectáreas.



⁵ ANEXO 5: Foto 4 – Perfil Esquemático in situ

La siguiente tabla (Cálculo de Volúmenes de Cubrecarga y Grava), está estructurado para calcular los volúmenes de cubrecarga y grava correspondientes a las Reservas Probadas.

Por tanto, revisando la tabla indicada se resume:

Potencia media capa cubrecarga	=	0.893m
Potencia media paquete aluvial	=	5.764m
Ley media de mineral (<i>Lm</i>)	=	0.580g/m ³
Volumen de cubrecarga (<i>Vc</i>)	=	806,658.366m³
Volumen de grava aurífera (<i>RP</i>)	=	5,206,695.21m³

Este es el volumen de gravas (RP) con el que inicialmente contamos para el arranque de las actividades de explotación y beneficio.

*** Contenido de mineral aurífero (*CM*):**

En estas reservas, *CM* será igual a:

$$\begin{aligned}
 CM &= RP \times Lm \\
 &= 5,206,695.21\text{m}^3 \times 0.580\text{g}\cdot\text{m}^{-3} \\
 \underline{\underline{CM}} &= \underline{\underline{3,019.88\text{kg}\cdot\text{Au}}}
 \end{aligned}$$

Cálculo de volúmenes de cubrecarga y grava aurífera (Reservas Probadas: F–O)

LINEA	POZO No.	ESTRATO OPERATIVO		LEY ½ LABOR (g/m ³)	AREA (m ²)	VOLUMEN CUBRECARGA (m ³)	VOLUMEN GRAVA AURÍFERA (m ³)
		Pot. Cubrecarga (m)	Potencia Grava (m)				
F	4	1.50	5.90	0.433			
	5	0.00	6.10	0.714			
G	2	1.30	5.70	0.323			
	3	1.10	7.10	0.672			
	4	0.40	6.50	0.715			
H	3	0.00	6.80	0.756			
	4	1.20	5.85	0.513			
I	2	0.00	6.10	0.830			
	3	1.20	6.30	0.562			
J	1	1.00	5.75	0.437			
K	2	0.00	6.20	0.902			
L	2	0.00	6.70	0.578			
M	2	0.00	6.00	0.693			
	3	1.95	5.65	0.574			
	4	1.80	4.60	0.491			
	5	0.95	4.25	0.553			
	2	0.00	5.80	0.733			
N	3	1.40	5.50	0.582			
	5	1.85	6.15	0.373			
	2	1.80	3.80	0.173			
O	3	0.00	4.50	0.682			
	4	2.20	5.55	0.475			
	Σ	22	19.65	126.80	12.764	903,312.84	
PROMEDIO	22	0.893	5.764	0.580	903,312.84	806,658.366	5,206,695.21

Las actividades de exploración geológico-mineras desarrolladas en el área del Proyecto "Chacra 1", en la fase de exploración, determinaron la presencia de una zona mineralizada de altísimo interés, la cual consiste en toda la superficie cubierta por el depósito aluvial. Se procedió a evaluar la cantidad y calidad de los minerales útiles (especialmente Au), contenidos en los paquetes de gravas, se evaluó el potencial de reservas, se determinó la categoría de las mismas y finalmente se diseñó un sistema de explotación adecuado para este tipo de depósito.

Con los resultados obtenidos se realizará un análisis de factibilidad económica, orientado al aprovechamiento racional y técnico (beneficio) de las gravas auríferas relacionadas con los Recursos Medidos (reservas probadas o explotables).

Paralelamente al desarrollo de las actividades de explotación, se continuará con labores de exploración complementaria, para incrementar el volumen de reservas aluviales explotables como también la exploración en roca dura.

Para la evaluación de las reservas de material aurífero se ha considerado que la grava del depósito aurífero aluvial es de forma subangular a subredondeada, con una selección irregular de tamaños entre 1 y 20 centímetros, conforme la Quebrada Congüime sigue su curso aguas abajo hay una cierta distribución en disminución de tamaños de la grava aunque en el rango de media guija hasta arena fina a media.

El oro obtenido tiene la forma un poco larga con aspecto plano y angular en los flancos, quizás debido a su poco recorrido, habiéndose encontrado pocos granos redondeados; como una prueba, alrededor de 120 partículas de oro fueron obtenidas de una lavada con batea y separadas manualmente, observándose una distribución de cola larga del mineral (oro) menudo y aproximadamente un 35% al 40% de la muestra está constituida por granos mayores a 1 centímetro. La evaluación de reservas ha considerado que existen 5,206,695.20 m³ de grava con una ley de 0.58 g/ m³ de oro.

EXPLORACIÓN

La explotación propiamente dicha consiste en la extracción de las gravas y recuperación del mineral de interés (Au), en una forma técnicamente adecuada en una planta móvil de tratamiento gravimétrico o de lavado.

De acuerdo al análisis de las características del yacimiento, tales como volúmenes de reservas calculadas, profundidad total del paquete aluvial, potencias de cubrecarga y grava, relieve topográfico del terreno, litología de los componentes de las terrazas, características de la compactación de las gravas, facilidad de éstas en el proceso de lavado, granulometría de las gravas, tipo de lecho rocoso (bedrock) y la disponibilidad de fuentes de agua, y tomando en cuenta los factores económicos que inciden en el desarrollo normal de las tareas de explotación, se determinó que el método

técnicamente aplicable es a “Cielo Abierto” y el sistema diseñado es “arranque-lavado-relleno y restitución” por franjas.

Características del yacimiento	
Volumen de Reservas Probadas (calculadas)	5,206,695.20m ³
Coefficiente de explotación	95%
Volumen real de gravas a explotarse	4,946,360.44m ³
Potencia media del paquete aluvial	5.764m
Ritmo de explotación planificada	1,000m ³ /día
Ley media de oro (Au)	0.580 g/m ³
Contenido mineral (Au)	2,868.85 kg. Au
Tipo de bedrock:	Roca intrusiva superficialmente alterada.

El coeficiente de explotación se obtiene en base a pruebas realizadas que determinan la cantidad de oro obtenido con relación a lo estimado en las cálculos de oro contenido en cada metro cúbico; es decir si tenemos 0.58 g/m³, con el coeficiente de explotación se obtiene solo 0.55 g/m³

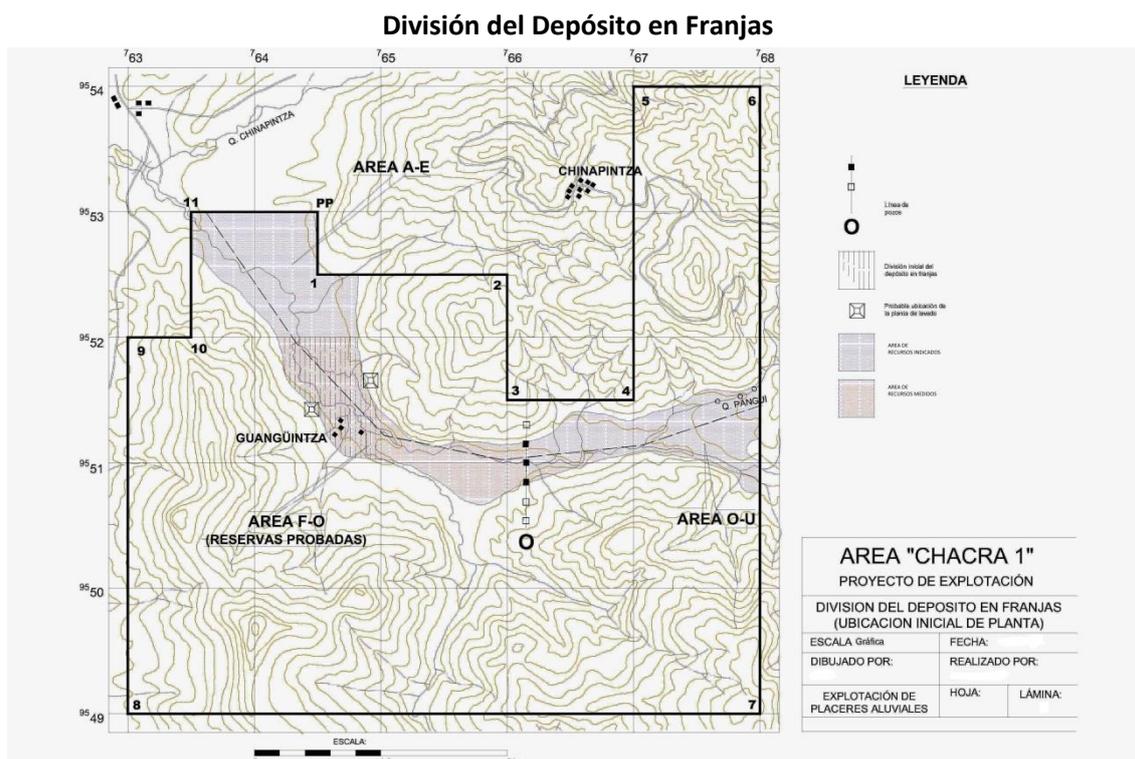
Potencia media es el espesor promedio de grava aurífera que se tiene en el yacimiento, se lo obtiene de la sumatoria de las profundidades de todas las labores mineras (pozos, calicatas,) dividido para el numero de labores.

Las actividades y operaciones propias de la operación minera, para el sistema diseñado son:

1. Trabajos preparatorios
2. Destape de la cubrecarga
3. Arranque de las gravas
4. Procesamiento de las gravas auríferas (lavado o beneficio)
5. Restitución

TRABAJOS PREPARATORIOS EN EL YACIMIENTO

Antes de arrancar con los trabajos de destape y explotación, es necesario realizar un conjunto de labores que permitan desarrollar las actividades sin contratiempos; se debe preparar el campo del yacimiento o mina iniciando con la mensura topográfica de la superficie a ser explotada, se procederá a dividir todo el depósito o yacimiento en tramos o franjas (subáreas que contienen Recursos Medidos) de 12 metros de ancho perpendiculares al eje del río; ubicar el lugar de instalación de la planta de lavado, abrir las trincheras de acceso necesarios que comuniquen la planta con el campo del yacimiento, determinar la ubicación de espacios para escombreras temporales (material de cubrecarga o suelo fértil) y finalmente poner seguridades en los contornos de la superficie de movimiento de máquinas, etc.



DESTAPE DE LA CUBRECARGA

El retiro de la sobrecarga o destape del depósito no presenta mayormente dificultad, ya que el mismo se presenta dispuesto horizontalmente y la cubrecarga es retirada de cada franja de trabajo hacia un costado y en forma paralela al corrido de la franja de explotación.

Para destapar el depósito nos valemos de un tractor de carriles tipo D6 y una retroexcavadora. Con la ayuda de un tractor se empuja la cubrecarga (de potencia media de 0.89 metros de espesor) en sentido perpendicular al corrido de cada franja y hasta el límite izquierdo, desde aquí con la retroexcavadora se transfiere hasta una escombrera temporal de cubrecarga ubicada en un sitio seguro, que impida que esta cubrecarga o suelo fértil sea esparcido; el procedimiento se hace hasta terminar cada franja.

Esta tarea estará completa en cada franja cuando haya quedado al descubierto el techo del paquete de gravas, a todo lo largo de la franja programada a explotarse. La tarea de destape (retiro de cubrecarga), se realizará durante 8 a 10 h/día.

Posteriormente, al finalizar la explotación de la franja se la rellena con la misma grava extraída y se vuelve a colocar el material fértil o cubrecarga acumulada en la escombrera.

$$\begin{aligned} \text{Volumen total de cubrecarga in situ} &= 806,658.40m^3 \\ \text{Coeficiente de esponjamiento} &= 1.10 \end{aligned}$$

Volumen total de cubrecarga a moverse = $887,324.24m^3$

El coeficiente medio de destape, considerado en el área a explotarse, equivale a la relación entre los volúmenes medios, de cubrecarga con el de grava:

$$= (887,324.24m^3 \times 0.89m) / (887,324.24m^3 \times 5.764m)$$

$$= \mathbf{0.154 \text{ metros de cubrecarga por metro de grava}}$$

ARRANQUE DE LAS GRAVAS

Una vez definidos, el método y el sistema de explotación se da inicio a la ejecución de las labores previas a la explotación misma, como son: la preparación del campo del yacimiento, destape de la franja programada a explotarse; ahora, una vez que ha transcurrido el primer día de limpieza, otra excavadora inicia el arranque de la grava, muy junto al lugar donde se encuentra situada la planta móvil de tratamiento gravimétrico o de lavado.

El ancho de las franjas de explotación en esta propuesta es de 12 metros. La longitud de cada franja termina en los límites del depósito aluvial. La profundidad promedio de excavación (arranque) será de 5.764 metros.

La grava aurífera arrancada en la primera franja es transportada en volquetes de $10m^3$ de capacidad, desde el frente de arranque hasta la planta de lavado. La grava lavada de los primeros 20 metros arrancados en la franja de explotación, es dejada en otra escombrera temporal ubicada junto a la planta de lavado, creándonos un espacio vacío entre el frente de inicio de la explotación y el frente de avance del trabajo en la franja.

El agua freática contenida en el paquete de gravas fluye constantemente al espacio explotado, la misma que desde el inicio del arranque del material aluvial, se evacuará con la ayuda de 2 bombas centrífugas de 4 o 6" (succión y descarga), accionadas por motores a diésel con una mínima potencia de 30HP. El caudal calculado en el espacio explotado varía entre 10 y 20 l/s, dependiendo éste de la época climática.

Con la evacuación del agua freática del espacio explotado se mantiene al fondo seco, dando oportunidad para recoger (barrer) todo el material aurífero del techo del bedrock (piso del paquete aluvial).

Las labores de arranque en esta y las demás franjas finalizan una vez que se ha llegado al límite inferior de cada tramo, siguiendo el sentido de la quebrada de aguas arriba hacia aguas abajo.

Transporte

En el sistema de explotación diseñado, el transporte es fundamental debido a que el tratamiento (lavado, clasificación) de las gravas, se realizarán fuera del frente de

trabajo en el yacimiento, y luego de lavadas se debe retornarlas hasta el espacio explotado para proceder a rellenarlo.

Para que la tarea de arranque y transporte sea simultáneo, se ha calculado el número de volquetes requeridos para la labor minera de explotación, la misma que consiste de tres vehículos (uno es de reserva debido a las condiciones de trabajo).

PROCESAMIENTO (BENEFICIO) DE LAS GRAVAS AURÍFERAS

Una vez que las gravas auríferas han sido transportadas hasta la planta de lavado se inicia el proceso de concentración gravimétrica de los minerales pesados contenidos en las mismas, especialmente oro; para ello se procede a realizar una clasificación y separación de los elementos rocosos gruesos mediante un lavado y tamizado en la planta clasificadora.

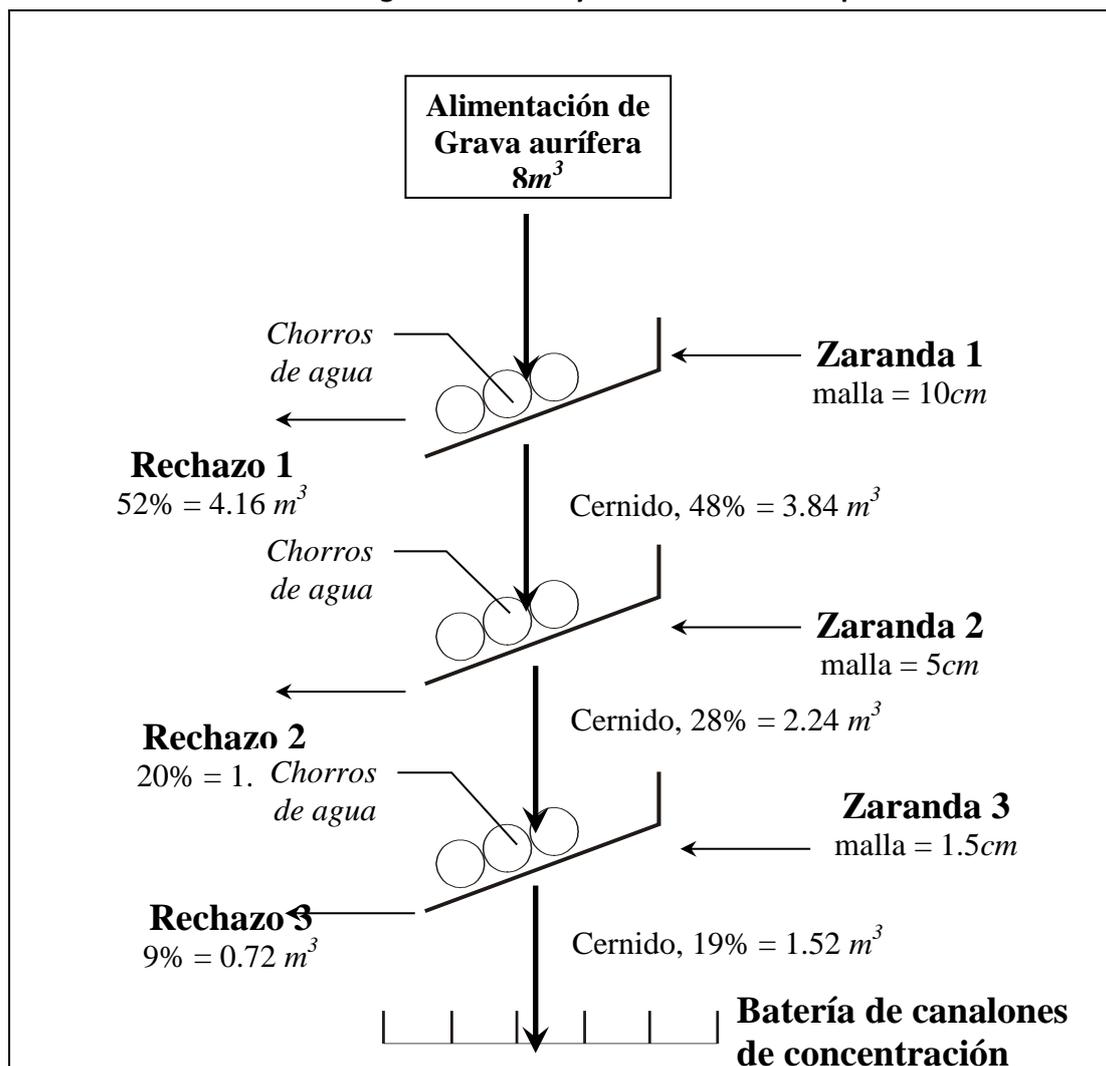
La jornada de trabajo diario, para ejecutar las tareas mineras de arranque, transporte y beneficio, se planifica que sean diez (10) horas. Está sujeta a cambios, pudiendo llegar a veinticuatro (24) horas.

El diseño de la planta de lavado se sustenta en experiencias prácticas realizadas con varios equipos durante la fase de exploración. La planta de lavado es una clasificadora con tres (3) zarandas, en cada una de éstas, se realizará una separación gravimétrica lavando las gravas con agua a presión (monitores y flautas) hasta obtener una fracción final, la misma que corresponde al concentrado de minerales pesados, entre ellos oro (Au) y plata (Ag)⁶.

El Proceso de Clasificación Granulométrica y Concentración en la Planta de Lavado, es un procedimiento a seguirse en la etapa de recuperación; el proceso de recuperación se inicia con la llegada de los volquetes con grava aurífera a la zona de acumulación de gravas (plataforma de maniobras de los volquetes junto a la planta), con una retroexcavadora esta grava será vertida en la tolva superior (tolva de alimentación). La planta de lavado está constituida por tres tolva-zarandas clasificadoras, siendo la de mayores dimensiones y capacidad de recepción la primera, y la de menores dimensiones la tercera; en cada tolva clasificadora tendremos un rechazo y un cernido; el cernido de la tercera tolva está constituido por grava, arena, arcilla y minerales pesados (más Au y Ag). Este cernido final es distribuido de forma regular en la batería de canalones de concentración que se encuentran cubiertos por esteras de caucho, telas de lana o franelas, sacos de yute y finalmente por unos rifles o mallas de madera o metálicos, en la que se espera recuperar el mayor contenido de minerales útiles (Au y Ag).

⁶ ANEXO 5: Foto 5 – Planta de lavado

Proceso de clasificación granulométrica y concentración en la planta de lavado



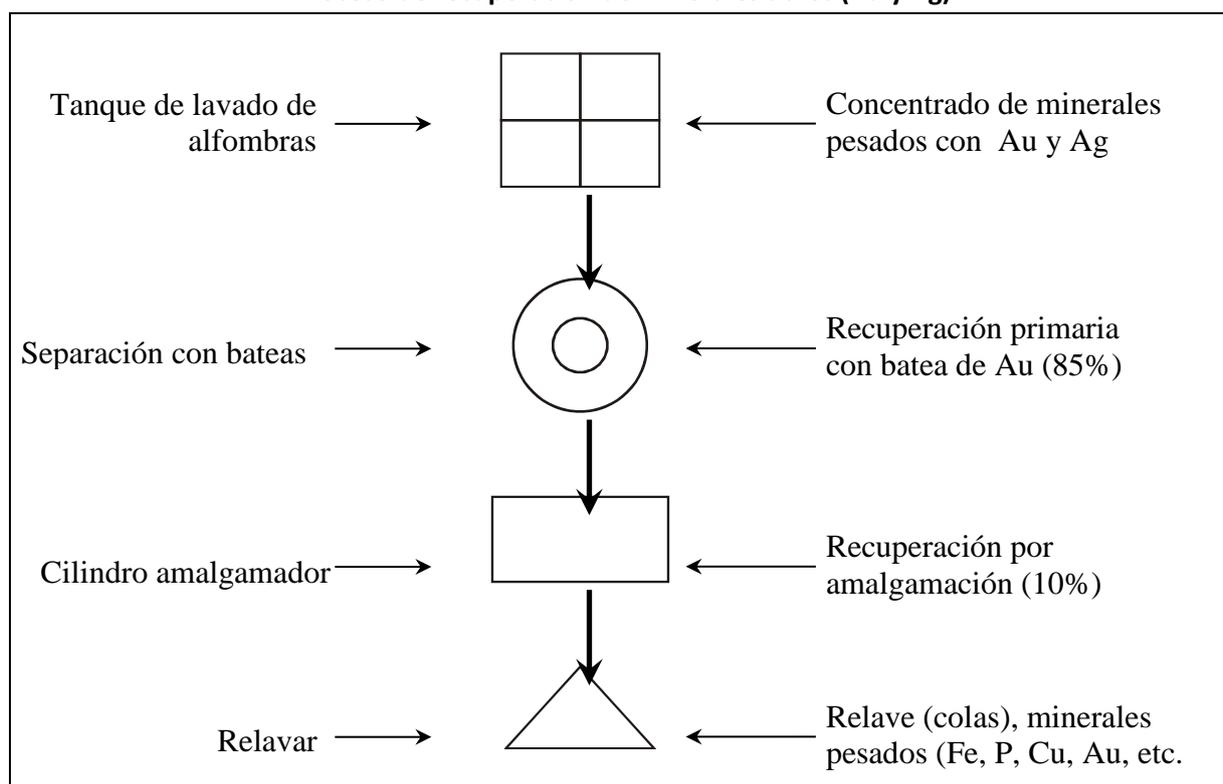
La acción del flujo de agua propiciará que parte o todo el volumen de componentes estériles de menor peso específico, que ha pasado la tercera zaranda, sea arrastrado conjuntamente con partículas finas de Au hacia las colas; en el fondo de los canalones concentradores, primero se colocan las esteras de caucho, telas de lana a continuación y posteriormente sacos de yute y sobre éste rifles de madera o una malla metálica, estos elementos sirven de trampa para captar minerales pesados.

El proceso de clasificación y separación de los elementos gruesos, la concentración gravimétrica de los minerales pesados contenidos en los aluviales se inicia paralelamente al arranque (extracción) y transporte de las gravas auríferas; el mencionado proceso se paraliza luego de 3 a 4 días de concentración. Esta paralización se realiza con la finalidad de proceder a recoger los concentrados de los diferentes canalones, aproximadamente 4 horas (media jornada); mientras esto sucede, la extracción de grava aurífera continúa en otro tramo de la misma franja, el lavado de la misma se suspende temporalmente, pero continúa el transporte de la grava lavada hacia la escombrera definitiva.

Los sacos de yute, las telas de lana y las esteras de caucho, utilizados en los canalones de concentración, son lavados en tanques metálicos dispuestos junto a la planta; los metales útiles Au y Ag, son separados del concentrado total con la ayuda de bateas; las colas más Au fino, son procesados en un cilindro amalgamador.

Esta etapa del proceso (concentración y recuperación), demanda mayor atención y cuidado, por lo que debe mantenerse en constante chequeo de la posición de canalones, firmeza del enmallado, cantidades de material alimentado y agua requerida.

Proceso de recuperación de minerales útiles (Au y Ag)



Cantidad de agua requerida

En el beneficio de gravas, especialmente en nuestro caso, el proceso de concentración gravimétrica requiere de un flujo permanente y constante de agua; es decir, es de vital importancia adecuar o mantener un lugar de acopio del líquido necesario.

En cada tolva-zaranda se ha implementado boquillas de presión (monitores) y un tubo perforado (flauta) a cada lado inclinado de la tolva; estas instalaciones facilitarán el lavado y el tamizado de las arenas y arcillas (clasificación).

El control y regulación del acopio de agua en diferentes tareas similares, ha dado lugar a que se determinen parámetros óptimos relacionados con el caudal de agua

requerida; éste depende de las características de las gravas, especialmente del grado de compactación y la cantidad de arcilla presentes. Es así, como se ha determinado que para gravas compactas y arcillosas, se necesita de 5-7l/s de agua por metro cúbico de grava que ingrese a la tolva de alimentación; si las gravas son de bajo grado de cementación y con muy poca arcilla, el requerimiento de agua es máximo de 4.5l/s y por metro cúbico de grava ingresada en la tolva de alimentación.

Las gravas auríferas que se refieren en el presente estudio, se encuentran en el segundo caso, por tanto, el caudal requerido en nuestra labor será: $4.5 \text{ l/s} \times 8 \text{ m}^3 = 36\text{l}$.

Maquinarias requeridas para el beneficio:

Bomba Centrífuga

Este equipo funcionará 24h/día para mantener seco el fondo y el frente de avance del espacio explotado, por lo que se ve la necesidad de tener una segunda bomba de reserva. Pueden trabajar 12h/día cada bomba.

Generador Eléctrico

Retorta (Sorbona)

RELLENO

Al sobrepasar los 20 metros de arranque del frente de trabajo se inicia el relleno de espacio explotado que constituirá la escombrera definitiva; la grava lavada (material estéril) que se encuentra junto a la planta de lavado es transportada por los volquetes en su retorno al frente de trabajo. Para colocar el material en los volquetes se utiliza una cargadora de neumáticos (llantas).

RESTITUCIÓN DEL SUELO

Una vez que el equipo mecánico, destinado a las tareas de destape, haya concluido su tarea en la Primera Franja se traslada al inicio de la Segunda Franja, el tractor comienza nivelando (rellenando) la grava lavada que los volquetes han vertido en el espacio explotado de la Primera Franja; seguidamente, el mismo tractor procede a empujar la cubrecarga de la escombrera temporal sobre el relleno y a distribuirla de forma regular. Esta tarea avanza a lo largo de la Franja, conforme el espacio explotado sea relleno.

Una vez que la tarea de restitución en la Primera Franja haya avanzado los primeros 30 metros, el tractor irá alternando esta tarea con el destape de la Segunda Franja. El ciclo de labores en el procesamiento de las gravas auríferas se inicia con el destape y finaliza con la restitución del suelo.

El suelo restituido queda listo y apto para sembrar semillas de pronta germinación (pastos, etc.), y posterior preparación para proyectos agrícolas o ganaderos. En esta fase, se planifica utilizar el tractor de carriles que se usa para el destape, considerando que el tiempo de desfase entre el destape y la explotación es muy amplio y da lugar a que dicha máquina se lo aproveche en otras tareas paralelas (restitución, limpieza, etc.).

COSTOS

MAQUINARIA

En las diferentes actividades detalladas previamente, se ha venido especificando las máquinas requeridas. En los siguientes cuadros se resumen los costos relacionados con la maquinaria de cada una de las actividades propias de la operación minera, y de aquella vinculada al taller mecánico y gastos generales.

Debido a que el uso de la maquinaria es intensivo, estas se deben reemplazar una vez que se encuentren completamente depreciadas. Para efectos de esta evaluación, se establece que una vez depreciados, los equipos pueden ser vendidos al valor de reventa detallado en el primer cuadro.

Costo Maquinaria y Equipos

Máquina o equipo	Marca, Tipo	Precio	Unid.	Costo total	Deprec. (años)	De reventa
Destape						
Retroexcavadora	Caterpillar	225,000	1	225,000	5	45,000
Tractor	Komatsu	165,000	1	165,000	5	33,000
Arranque						
Retroexcavadora	Hitachi	225,000	1	225,000	5	45,000
Bomba Evacuación	Hidrostal	12,000	2	24,000	2	2,400
Transporte						
Volquete	K29	98,000	3	294,000	3	19,600
Beneficio						
Bomba Lavado	Hidrostal	12,000	1	12,000	2	2,400
Generador Eléctrico	Deutz Lister	14,000	1	14,000	2	2,800
Planta Lavado A	Fabric. Nal.	6,000	1	6,000	2	
Cilindro Amalgamador	Fabric. Nal.	2,500	1	2,500	2	
Retorta (Sorbona)	Fabric. Nal.	1,400	1	1,400	3	
Relleno						
Cargadora	Komatsu	210,000	1	210,000	5	42,000

Taller Mecánico							
Soldadora	Hobart	11,000	1	11,000	2	2,200	
Equipo Taller	Stanley	5,000	1	5,000	2	1,000	
Herramientas		4,000	1	4,000	2		
Generales							
Camioneta	Chevrolet	23,000	1	23,000	3	4,600	
Generador Eléctrico	Deutz Lister	16,500	1	16,500	2	3,300	
Equipo Radio-comunic	Motorola	4,000	1	4,000	3	800	
TOTAL				1,242,400		204,100	

Costo de Operación (Mantenimiento de Máquinas y Equipos)

Máquina o equipo	Clase	Clase (\$/h)	Lubricantes filtros grasas	Llantas	Tren rodaje	Reparación	Reposición	Total Costo (\$/h)
Destape								
Retroexcavadora	Diésel	5.50	2.51	0.00	4.50	7.00	0.00	19.51
Tractor	Diésel	5.50	0.60	0.00	5.50	6.30	0.00	17.90
Arranque								
Retroexcavadora	Diésel	5.50	2.51	0.00	4.50	7.00	0.00	19.51
Bomba Evacuación	Diésel	3.30	1.24	0.00	0.00	1.40	0.00	5.94
Transporte								
Volquete	Diésel	5.50	3.30	1.92	0.00	4.16	0.00	14.88
Beneficio								
Bomba Lavado	Diésel	3.30	1.24	0.00	0.00	1.40	0.00	5.94
Generador Eléctrico	Diésel	2.20	0.55	0.00	0.00	1.40	0.00	4.15
Planta Lavado A	-	0.00	0.13	0.00	0.00	0.56	0.68	1.37
Cilindro Amalgamador	E.E.	0.00	0.13	0.00	0.00	0.14	0.50	0.77
Retorta (Sorbona)	Gas	0.04	0.00	0.00	0.00	0.14	0.00	0.18
Relleno								
Cargadora	Diésel	5.50	0.54	4.80	0.00	5.60	0.00	16.44
Taller Mecánico								
Soldadora	Diésel	3.30	1.24	0.00	0.00	1.40	0.00	5.94
Equipo Taller	-	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.20	0.20
Herramientas	-	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.20	0.20
Generales								
Camioneta	Gasolina	4.20	1.58	0.43	0.00	0.62	0.00	6.82
Generador Eléctrico	Diésel	2.20	0.55	0.00	0.00	1.40	0.00	4.15
Equipo Radio-comunic	AC -DC	0.00	0.00	0.00	0.00	0.14	0.18	0.32
TOTAL		46.04	16.1	7.15	14.5	38.65	1.76	124.21

PERSONAL

A continuación se resumen los costos del personal requerido para el proyecto:

Costos del Personal Administrativo

Cargo	Unidad	Sueldos total/mes (\$)
Gerente	1	4,000
Ing. Jefe de Campo	1	3,000
Auxiliar Administrativo	1	750
Asistente Geología	1	1,200
Secretaria-Contadora	1	600
Bodeguero	1	460
Jefe de Seguridad	1	500
Guardia	1	375
Chofer	1	400
Conserje	1	375
TOTAL		11,660

Costos del Personal de Operación

Cargo	Unidad	Sueldos total/mes (\$)
Ingeniero en Minas	1	3,000
Supervisor Mina	1	1,200
Supervisor Ingenio	1	1,200
Oper. Retroexcavad. 1	1	850
Oper. Retroexcavad. 2	1	850
Oper. Tractor	1	750
Oper. Cargadora	1	700
Jefe de Mantenimiento	1	1,000
Oper. Volquete	3	1,950
Auxiliar Destape	1	375
Auxiliar Arranque	1	375
Auxiliar Desagüe	1	375
Auxiliar Bombeo	2	750
Auxiliar Mantenimiento.	1	375
Auxiliar Cargadora	1	375
Auxiliar Recuperación	2	750
Obreros Planta Lavado	3	1,125
Ecónomo	1	500
Ayudante de Ecónomo	1	380
Enfermero	1	380
Guardias	4	1,500
Mano de Obra Ocasión.	2	500
TOTAL		19,260

COSTOS DE PROSPECCIÓN Y EXPLORACIÓN

El capital invertido en la exploración del yacimiento asciende a \$ 205,905

COMPRA DE TERRENOS

Los terrenos que se encuentran incluidos en la superficie, que contiene a las reservas probadas, deben ser adquiridos previo al inicio de labores de explotación; el monto por compra de terrenos será:

Costo por hectárea	=	\$10,000
Superficie a comprar	=	90.33ha
Costo total terreno	=	\$903,300

COSTO INFRAESTRUCTURAS

Obras civiles en cancha mina	=	\$6,500
Adecuaciones generales campamento	=	\$3,900
Arreglos accesos	=	<u>\$15,000</u>
Inversión en infraestructura	=	\$25,400
Contingencia (10%)	=	<u>\$2,540</u>
Total Inversión en Infraestructura	=	\$27,940

CAPITAL DE TRABAJO

Este rubro servirá para arrancar las labores mismas, se estima en \$175,000; el mismo que se recuperará al finalizar el proyecto.

GASTOS GENERALES

Todos los ítems de Menajes e implementos se debe renovar cada año, y durante la vida útil de la mina.

Menajes (dormitorio, cocina)	
Menajes de dormitorio, cocina	1,200
Botiquín	700
Armas y municiones	5,000
Equipos y muebles de oficina	5,000
Implementos de trabajo	

Vestuario, cascos, botas	2,000
Σ	11,900
Contingencias (10%)	1,190
Total Costos	13,090

Todos los ítems de Menajes e implementos se debe renovar cada año, y durante la vida útil de la mina.

ALIMENTACIÓN

Personal en tareas diarias de campo	=	42 personas
Costo diario por persona	=	\$5
Costo Total diario	=	\$210

COSTOS LEGALES

Dentro de la nueva Ley de Minería, se distinguen 4 tipos de concesionamiento minero: minería artesanal, pequeña minería, mediana minería y minería a gran escala; a cada grupo se le aplican diferentes impuestos.

De acuerdo al artículo 27 de la Ley Orgánica Reformatoria a la Ley de Minería, se considera pequeña minería a aquella que, en razón del área de las concesiones, volumen de procesamiento y producción, monto de inversiones y condiciones tecnológicas, tenga una capacidad de producción de hasta 1500 metros cúbicos por día en minería aluvial; y como se detalló en la sección de la explotación, el ritmo de explotación planificada del proyecto de Chacra 1 es de 1000 metros cúbicos por día, por lo tanto está dentro de esta clasificación.

Patente anual de conservación:	2% de la remuneración mensual unificada, por hectárea minera.
Regalías a la explotación de minerales:	3% de las ventas del mineral principal y los minerales secundarios.
Impuesto a la Renta:	25%
Participación de utilidades al Estado:	5%
Participación de utilidades a empleados:	10%
Impuesto sobre los ingresos extraordinarios:	0%

Monitoreo de Impacto Ambiental: La ley establece que bajo el régimen de pequeña minería, los titulares de derechos mineros están obligados a presentar Auditorías Ambientales de Cumplimiento cada dos años. Los gastos

derivados de estos monitoreos de Impacto Ambiental son asumidos por el concesionario, por los cuales se prevé un monto de USD\$ 4,000.

Auditorías y verificaciones técnicas: Los titulares de las concesiones mineras deberán presentar al Ministerio Sectorial de manera semestral, informes auditados respecto de su producción en el semestre calendario anterior. Considerando que los costos que demande la intervención de las entidades que practiquen estas evaluaciones serán de exclusiva cuenta del concesionario, y que se contratará a un consultor independiente que avale con su firma el contenido del informe, se contempla un gasto por auditorías y verificaciones técnicas de USD\$ 15,000 anuales.

Plan de compensación: Dos años previos a la finalización prevista del proyecto, el concesionario minero deberá presentar el Plan de Cierre de Operaciones que incluye el plan de compensación, el cual constituye el arreglo de todos los sitios donde se haya realizado labores geológicas, además de las inversiones sociales como construcción de escuelas, dispensarios médicos, accesos, etc. Por lo tanto se presupuestará USD\$ 50,000 para cubrir estos gastos.

Ajuste Soberano: De acuerdo al artículo 408 de la Constitución de la República, el Estado participará en los beneficios del aprovechamiento de estos recursos en un monto no menor a los del concesionario que los explota. En caso de que el Estado haya recibido beneficios del aprovechamiento de la concesión minera en un monto inferior a los del titular que los explota, se procederá al cómputo y pago del Ajuste Soberano, de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$\text{Pago del Ajuste Soberano}_n = [50\% * \text{CBT}_n] - \text{CBE}_n$$

Donde:

n: Año presente de cálculo

CBTn: Beneficios Acumulados Totales actualizados a valor del año n

CBE_n: Beneficios Acumulados del Estado actualizados a valor del año n

Los Beneficios Totales Acumulados de la concesión minera otorgada corresponden a la suma de los Beneficios Acumulados del Estado (CBE) más los Beneficios Acumulados del Concesionario Minero (CBC), actualizados a valor del año de cálculo.

Para determinar cada uno de estos beneficios, se considerarán los siguientes rubros:

Beneficios del Estado: Impuesto a los Ingresos Extraordinarios, Impuesto a la Renta, Impuesto al Valor Agregado (no compensado como crédito

tributario), Participación laboral atribuible al Estado, Regalías y Ajuste Soberano.

Beneficios del Concesionario: Flujos de caja libre del Concesionario Minero, incluyendo pagos anteriores del Ajuste Soberano.

La tasa aplicable para actualizar los importes será la misma tanto para los beneficios del Estado como para los beneficios del concesionario minero, y se determinará previa la suscripción del contrato de explotación, pero podrá ser revisada por el Estado o a petición del concesionario minero, cada tres años, si las condiciones de financiamiento del proyecto varían de manera sustancial. Para el cálculo de la tasa aplicable del Ajuste Soberano se utilizará la siguiente fórmula:

$$(1 + \text{Tasa Aplicable}) = \frac{(1 + \text{Tasa de Descuento Nominal})}{(1 + \text{Tasa de Inflación})}$$

Para la determinación de la tasa de inflación, deberá tomarse la tasa promedio de inflación oficial del último año, publicada por el Instituto Nacional de Estadísticas y Censos del Ecuador.

La tasa de descuento nominal se calculara utilizando el modelo de Costo Medio Ponderado del Capital mediante la siguiente formula:

$$\text{Costo Medio Ponderado del Capital} = \frac{k_E \times E + (k_D \times D)(1 - T)(1 - U)}{(E + D)}$$

Donde:

Ke: Costo de capital propio del proyecto

Kd: Costo ponderado de la deuda del proyecto que no podrá ser superior a la tasa de interés máxima referencial fijada por el Directorio del Banco Central del Ecuador

E: Valor del capital propio del proyecto de conformidad con los estados financieros auditados de la empresa

D: Valor de la Deuda del proyecto de conformidad con los estados financieros auditados de la empresa

T: Tasa del Impuesto a la Renta

U: Tasa de las Utilidades Laborales atribuibles al Estado

Para el cálculo del costo de capital propio se utilizará el modelo de CAPM, con los siguientes datos:

Tasa libre de Riesgo: Publicaciones de agencias u organismos internacionales especializados en la materia

Riesgo de la Industria en Relación al Mercado: 1.2

Margen de Riesgo del Mercado: 5%

El pago por concepto del Ajuste Soberano se deberá realizar cada año, aunque para la base del cálculo y auditoría se considerará todo el período de vigencia del contrato de explotación minera y no sólo la base de cada ejercicio fiscal anual.

Impuesto al Valor Agregado (IVA): Las compras de oro están gravadas con impuesto al valor agregado tarifa cero, por lo tanto el IVA pagado no podrá ser compensado por las ventas del metal.

DATOS ADICIONALES

Régimen de Trabajo

Turnos de trabajo diario (inicialmente)	=	1
Horas de trabajo diario (campo)	=	10
Horas de trabajo diario (oficina)	=	8
Días de trabajo por mes	=	27.5
Días de trabajo por año	=	330

Duración en años de la explotación (Vida de la mina)

Reservas Totales a explotarse:	=	$4,946,360.44m^3$
Rata diaria de explotación (planificada)	=	$1,000m^3/día$
Rata de explotación anual	=	$330,000m^3/año$
Vida de la Mina (VDM)	=	(Reservas Totales a explotarse / Rata de explotación anual)
	=	$(4,946,360.44m^3) / (330,000m^3/año)$
VDM	=	14.98 años \approx 15 años

Financiamiento

El Grupo GAMA realizó las gestiones para conseguir un financiamiento sólido del 60% de la inversión, en las siguientes condiciones:

Ttiempo planificado para pago (n)	=	5 años
Interés (i)	=	15%

SOLUCIÓN PROPUESTA

METODOLOGÍA: FLUJOS DE CAJA DESCONTADOS

El principal objetivo de ejecutar un proyecto privado es maximizar el valor económico de los accionistas. Una inversión añade valor en la medida en que su retorno es mayor que las alternativas de inversión, de riesgo comparable, disponibles en el mercado para los accionistas.

Con el objetivo de determinar la viabilidad del proyecto minero Chacra 1, se ha propuesto la evaluación financiera mediante el descuento de flujos de caja futuros y el cálculo del Valor Actual Neto (VAN). El valor de un proyecto para los accionistas equivale a los flujos de caja esperados en el futuro, descontados por una medida del valor de tiempo del dinero y del riesgo del proyecto, representada por una tasa que corresponde al costo de oportunidad de los accionistas.

Para el cálculo del VAN, los principales elementos que se requieren conocer son:

1. Plan de producción anual del proyecto
2. Tendencia central del precio del oro para toda la vida del proyecto
3. Estructura de costos fijos y variables
4. Tasa de descuento.

PLAN DE PRODUCCIÓN ANUAL

El plan de producción anual se basa en la ley media de oro y el ritmo de explotación planificada, que fue mencionado previamente, y está dado de acuerdo a la siguiente tabla:

Plan de Producción anual		
Ritmo de explotación planificada	1,000	m ³ /día
Rata de explotación anual	330,000	m ³ /año
Ley media de oro	0.580	g/m ³
Producción anual	191,400	g/año
Producción anual	6,154	Oz troy/año

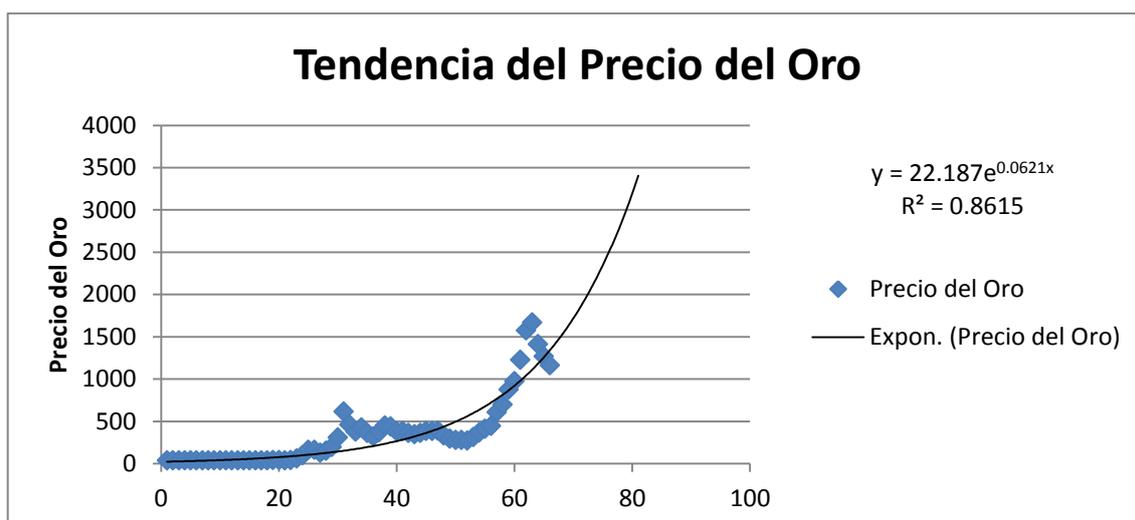
Se consideró un nivel de certeza de 95% del recurso (Coeficiente de explotación), con una proyección de 15 años de operación.

ESTIMACIÓN DEL PRECIO DEL ORO

Con sus continuas fluctuaciones, el principal factor de riesgo es el valor esperado del precio del oro en un horizonte lejano. De acuerdo a las últimas proyecciones del Banco HSBC, el promedio del precio del metal para el año 2015 es de USD\$ 1,160 la onza troy⁷. En la mayoría de los casos el horizonte en que se trazan los contratos de futuros es muy corto comparado con los horizontes de desarrollo de los proyectos mineros, por esta razón es difícil encontrar proyecciones a largo plazo, consecuentemente se requiere de una correcta modelación de las características dinámicas del precio del oro, para la valoración del proyecto.

Para la estimación de los precios futuros del oro, se utilizará el método de mínimos cuadrados, que es una técnica de optimización matemática que trata de encontrar, a través de una regresión, una función que se ajuste de una manera adecuada a la información histórica. Se comprobó que los datos desde 1950 hasta 2015⁸ se ajustan a una regresión exponencial, y la ecuación resultante es la siguiente:

$$\text{Precio del Oro} = 22.187 e^{0.0621x + \varepsilon}$$



Donde 22.187 representa el precio en el año cero, 6.21% la tasa de crecimiento, “x” representa el tiempo en años y ε el error de estimación de la regresión.

Analizando los valores de la R cuadrado (R-sq), se puede decir que la regresión es aceptable, ya que es capaz de explicar un 86.15% de la variación del Precio del Oro, a partir de la especificación suministrada, quedando el resto del porcentaje en elementos que no podemos explicar con este modelo; por esta razón, se presenta un error aleatorio en la predicción del precio del oro, cuya media es cero.

⁷ El Economista. Internet. *Precio del oro caerá en 2015 y 2016: HSBC. [en línea]*. <<http://eleconomista.com.mx/mercados-estadisticas/2015/07/27/precio-oro-caera-2015-2016-hsbc>>

⁸ ANEXO 1: Precios Históricos del Oro

Una vez obtenida esta ecuación, y partiendo de la proyección realizada por el Banco HSBC, para el precio promedio de la onza de oro en el año 2015, USD\$ 1160, procedimos a estimar los precios futuros, mediante la fórmula:

$$\text{Precio del Oro} = 1160 e^{0.0621x + \varepsilon}$$

Precios estimados del Oro	
Año 1	\$ 1,234.32
Año 2	\$ 1,313.40
Año 3	\$ 1,397.55
Año 4	\$ 1,487.09
Año 5	\$ 1,582.36
Año 6	\$ 1,683.74
Año 7	\$ 1,791.62
Año 8	\$ 1,906.41
Año 9	\$ 2,028.55
Año 10	\$ 2,158.51
Año 11	\$ 2,296.81
Año 12	\$ 2,443.96
Año 13	\$ 2,600.54
Año 14	\$ 2,767.16
Año 15	\$ 2,944.44

ESTRUCTURA DE COSTOS

En cuanto a su estructura de costos, en el capítulo anterior se definieron los gastos necesarios para llevar a cabo el proyecto. A continuación, vamos a consolidar la información que se usará en el flujo de caja.

La inversión inicial alcanza la suma de USD\$ 2,678,785 y se compone de los siguientes costos:

Inversión	
Exploración	\$ 205,905.00
Terrenos	\$ 903,300.00
Infraestructuras	\$ 27,940.00
Maquinaria	\$ 1,242,400.00
Contingencia (10%)	\$ 124,240.00
Capital de trabajo	\$ 175,000.00
TOTAL	\$ 2,678,785.00

Este monto está financiado por recursos propios en un 40% y en un 60% por un crédito externo. La deuda adquirida se amortizará mediante el sistema Alemán, tal como se presenta en la siguiente tabla:

Financiamiento de la inversión				
Año	Pago	Interés	Amortización del capital	Saldo
0				\$ 1,607,271.00
1	\$ 562,544.85	\$ 241,090.65	\$ 321,454.20	\$ 1,285,816.80
2	\$ 514,326.72	\$ 192,872.52	\$ 321,454.20	\$ 964,362.60
3	\$ 466,108.59	\$ 144,654.39	\$ 321,454.20	\$ 642,908.40
4	\$ 417,890.46	\$ 96,436.26	\$ 321,454.20	\$ 321,454.20
5	\$ 369,672.33	\$ 48,218.13	\$ 321,454.20	\$ 0.00

A lo largo de la vida del proyecto se realizarán nuevas inversiones de maquinaria, debido a su uso intensivo. A continuación se presentan los valores correspondientes a la depreciación de estos equipos, su reventa y las nuevas inversiones que se realizarán cada año.

Depreciación y Reinversión planificada			
	Depreciación	Reventa de Equipos	Inversión nuevo equipo
Año 1	-0.32	0.00	0.00
Año 2	-0.32	0.02	-0.10
Año 3	-0.33	0.06	-0.36
Año 4	-0.34	0.02	-0.11
Año 5	-0.34	0.17	-1.00
Año 6	-0.38	0.09	-0.53
Año 7	-0.40	0.00	0.00
Año 8	-0.40	0.02	-0.13
Año 9	-0.40	0.08	-0.46
Año 10	-0.42	0.22	-1.36
Año 11	-0.47	0.00	0.00
Año 12	-0.47	0.12	-0.67
Año 13	-0.49	0.00	0.00
Año 14	-0.49	0.03	-0.16
Año 15	-0.50	0.35	0.00

Los valores se expresan en millones de USD

Los gastos propios de la ejecución y desarrollo del proyecto se dividen en gastos operacionales y legales:

Gastos operacionales y legales

Gastos Operacionales		
Mantenimiento de Máquinas	\$ 409,879.80	anual
Personal Administrativo	\$ 139,920.00	anual
Personal Operativo	\$ 231,120.00	anual
Gastos Generales	\$ 13,090.00	anual
Alimentación	\$ 69,300.00	anual
Gastos Fijos Legales		
Monitoreo IA	\$ 4,000.00	cada 2 años
Auditorías y verificaciones técnicas	\$ 15,000.00	anual
Plan de compensación	\$ 50,000.00	año 13
Pago de patentes	\$ 614.24	anual
Gastos Variables Legales		
Regalías a la explotación de minerales	3%	sobre la venta
Impuesto a la Renta	25%	Sobre UAI
Particip. de utilidades a empleados	10%	Sobre UDI
Participación de utilidades al Estado	5%	Sobre UDI
Ajuste Soberano	50%	Sobre CBT

Se considerará una inflación del 4.02%, que es la tasa promedio de inflación oficial del último año, publicada por el Instituto Nacional de Estadísticas y Censos del Ecuador⁹.

Para el cálculo del Ajuste Soberano, es necesario determinar los Beneficios Acumulados Totales actualizados (CBT), los cuales se componen de los Beneficios actualizados del Estado (CBE) más los Beneficios actualizados del Concesionario (CBC). Para determinar el Pago de este impuesto, se aplica la siguiente fórmula:

$$\text{Pago del Ajuste Soberano}_n = (50\% * \text{CBT}_n) - \text{CBE}_n$$

En la siguiente tabla se indica el cómputo para fijar el pago a realizarse por este concepto:

Pago del Ajuste Soberano				
	CBC¹	CBE²	CBT	Pago del Ajuste Soberano
Año 0	-2.85	0.17	-2.68	-1.51
Año 1	4.18	2.04	6.22	1.07
Año 2	4.35	2.20	6.55	1.08
Año 3	4.39	2.39	6.78	1.00
Año 4	4.96	2.51	7.46	1.22
Año 5	4.40	2.81	7.21	0.79
Año 6	5.25	2.91	8.16	1.17

⁹ Instituto Nacional de Estadística y Censos. Internet. *Reporte de Inflación Mensual, Octubre 2015*. [en línea]. <http://www.ecuadorencifras.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2015/11/Reporte_inflacion_201510.pdf>

Año 7	6.15	3.02	9.18	1.57
Año 8	6.43	3.25	9.68	1.59
Año 9	6.54	3.52	10.06	1.51
Año 10	6.10	3.88	9.98	1.11
Año 11	7.96	3.92	11.88	2.02
Año 12	7.83	4.29	12.11	1.77
Año 13	9.00	4.44	13.44	2.28
Año 14	9.48	4.79	14.27	2.35
Año 15	10.59	5.08	15.67	2.75

Los valores se expresan en millones de USD

1. Flujo de Caja antes de Ajuste Soberano
2. Regalías + Impuesto a la Renta + Utilidades pagadas al Estado + IVA no compensado

Como se puede observar, en el año cero los beneficios del Estado son mayores que los del Concesionario, debido a que en este año no se registran ingresos para el concesionario; sin embargo el Estado si los recibe por el IVA de la maquinaria e infraestructura comprada por el inversionista. En este caso, compensamos el crédito del año cero con los pagos que se deben realizar en el año 1 y 2. Para esto, el ajuste soberano calculado para el año 1 se lo lleva al presente (año cero), y luego este monto se lo lleva al año dos, con la tasa de descuento aplicable. Esta tasa de descuento se usará específicamente en este cálculo, de acuerdo a los datos establecidos en la Ley de Minería. En el siguiente cuadro podemos observar las tasas aplicables correspondientes a cada año del proyecto:

Tasa Aplicable para el cálculo del Ajuste Soberano

Ajuste Soberano	Deuda (mm)	Patrimonio (mm)	Tasa libre de riesgo¹	Prima de riesgo	Margen de Riesgo del Mercado	Costo de Capital Propio	Tasa de interés máxima (BCE)	Costo Medio Ponderado de Capital	Tasa de inflación anual²	Tasa Aplicable
Año 1	1.29	4.99	5%	5%	1.2	11%	11.83%	10.47%	4.02%	6.20%
Año 2	0.96	9.06	5%	5%	1.2	11%	11.83%	10.75%	4.02%	6.47%
Año 3	0.64	13.49	5%	5%	1.2	11%	11.83%	10.88%	4.02%	6.60%
Año 4	0.32	18.23	5%	5%	1.2	11%	11.83%	10.96%	4.02%	6.67%
Año 5	0.00	23.42	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 6	0.00	28.93	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 7	0.00	34.75	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 8	0.00	40.99	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 9	0.00	47.70	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 10	0.00	54.96	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 11	0.00	62.53	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 12	0.00	70.71	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 13	0.00	79.30	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 14	0.00	88.56	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%
Año 15	0.00	98.52	5%	5%	1.2	11%	11.83%	11.00%	4.02%	6.71%

1. Bonos USA, 10 años, promedio geométrico

2. Tasa promedio de inflación oficial del último año, publicada por el Instituto Nacional de Estadísticas y Censos del Ecuador.

TASA DE DESCUENTO

Otro componente importante del cálculo del Valor Actual Neto de proyectos es la tasa de descuento. Para descontar los flujos de fondos operativos debemos considerar la rentabilidad exigida por los accionistas, es decir la tasa de costo de oportunidad de los dueños.

Para determinar la tasa de costo de oportunidad de los accionistas K_e , es necesario emplear el método del CAPM. La idea subyacente es que el rendimiento de cualquier activo o proyecto se descompone en dos partes, un rendimiento sin riesgo y una prima de riesgo; esta última, según el CAPM, se calcula corrigiendo el rendimiento extra esperado por invertir en un mercado determinado (precio del riesgo) por la beta del activo en cuestión; esta beta corresponde a la volatilidad anual del proyecto, es decir mide la sensibilidad del proyecto a los cambios en el mercado en el que este se negocia. Esto se puede expresar de la siguiente manera:

$$E(r_i) = r_f + \beta_{im}(E(r_m) - r_f)$$

Donde:

$E(r_i)$ es la tasa de rendimiento esperada por los accionistas

β_{im} es el beta, es decir el riesgo del proyecto con respecto al mercado

$(E(r_m) - r_f)$ es la prima de riesgo

(r_m) es el rendimiento del mercado

(r_f) es el rendimiento de un activo libre de riesgo

La tasa libre de riesgo la calculamos con un promedio geométrico del rendimiento anual de los Bonos del Tesoro de Estados Unidos, a 10 años, desde 1928 al 2014¹⁰. El retorno del mercado corresponde al promedio geométrico del rendimiento anual del índice S&P 500, por el mismo periodo¹¹.

En el caso de la beta, que es el riesgo del proyecto con respecto al portafolio de mercado, como esta no es una compañía que cotiza en la bolsa, no es posible recurrir a un historial del valor de mercado de la compañía, y por lo tanto no puede estimarse directamente un valor histórico para el riesgo sistemático, y luego usarlo en la determinación de una tasa de descuento para la evaluación de proyectos. En este caso es necesario un supuesto adicional, que puede usarse la beta promedio desapalancada de las empresas que cotizan en la industria en que opera la compañía o proyecto en evaluación, y luego apalancarla de acuerdo a la estructura de financiación de este proyecto, este método se lo conoce como "Bottom-up Betas"

¹⁰ Aswath Damodaran. Internet. *Annual Returns on Stock, T.Bonds and T.Bills: 1928 – Current*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/histretSP.html>

¹¹ Aswath Damodaran. Internet. *Annual Returns on Stock, T.Bonds and T.Bills: 1928 – Current*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/histretSP.html>

Para este enfoque, el Profesor Aswath Damodaran dispone en su página web de una base de datos con los betas calculados por sector industrial. Para la evaluación de este proyecto, usaremos la beta desapalancada de la industria minera (Metals & Mining), calculada en enero de 2015 con 124 empresas de Estados Unidos¹²:

Beta de la Industria Minera						
<i>Industria</i>	<i>Número de firmas</i>	<i>Beta</i>	<i>D/E Ratio</i>	<i>Tasa de imp.</i>	<i>Beta desapalancada</i>	<i>Valor de la Firma</i>
Metals & Mining	124	1.28	50.69%	1.80%	0.86	5.52%

Para obtener el rendimiento exigido por los accionistas, en función del riesgo sistemático del proyecto, ponderamos el beta por el índice de apalancamiento de la empresa analizada. El apalancamiento es la proporción en que la empresa financia sus activos a partir de recursos propios y de recursos prestados; si se financia mayormente por recursos prestados, mayor será la ganancia potencial para el dueño si el negocio tiene éxito, pero en caso contrario se tendrá que pagar todo lo que fue prestado por los acreedores antes de que el accionista reciba algo. Para incorporar el riesgo de apalancamiento, transformamos la beta de cada año con la siguiente fórmula:

$$\beta_L = \beta_U * [1 + D/E*(1 - t)]$$

Donde

β_L : Beta apalancada

β_U : Beta desapalancada

D: Deuda

E: Patrimonio

t: Tasa de impuestos

En el caso de Deuda y Patrimonio, se toman como componentes los valores contables de cierre de fin de año del proyecto.

Para el ajuste de esta tasa calculada con datos de empresas de Estados Unidos, para países emergentes se debe adicionar una prima por el riesgo del país para el cual se va a calcular. Para determinar esta prima, utilizamos el método propuesto por el Profesor Damodaran, que consiste en sumar la prima de riesgo país multiplicada por un factor lambda λ , el cual determina en qué grado el proyecto en evaluación absorbe este riesgo país¹³.

¹² Aswath Damodaran. Internet. *Betas by Sector*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/Betas.html>

¹³ Aswath Damodaran. Internet. *Equity Risk Premiums*. [en línea]. <http://www1.worldbank.org/finance/assets/images/Equity_Risk_Premiums.pdf>

$$E(r_i) = r_f + \beta_{im}(E(r_m) - r_f) + \lambda CR$$

Este factor permite evaluar diferentes escenarios de impacto de Riesgo País, pero en este caso se asume que el Riesgo País impacta de manera plena en el proyecto, por lo que tomará el valor de 1.

Ahora, para cuantificar el riesgo país (CR), el profesor Damodaran empieza usando las calificaciones asignadas a la deuda de un país por la agencia de calificación Moody's, y la estima examinando los márgenes del rendimiento de los bonos emitidos por todos los países con esta calificación, por encima del rendimiento del bono del Tesoro de Estados Unidos¹⁴. En el caso de Ecuador, la calificación de Moody's en Julio de 2015 es B3, el diferencial o spread para esta calificación es de 6.5%.

Estos ratings miden el riesgo por incumplimiento de los bonos soberanos, por lo tanto se esperaría que la prima de riesgo país sea más grande que este diferencial. Para reflejar el riesgo país de las acciones locales, relativo a este spread, Damodaran utiliza la volatilidad del mercado de un país en relación con la volatilidad de los bonos de este mismo país. Para ello toma el cociente resultante de dividir la desviación estándar del mercado emergente sobre la desviación estándar de los bonos soberanos locales. Considerando que los mercados de valores son aproximadamente 1.5 veces más volátiles que los mercados de bonos, para los propósitos de esta evaluación se ha utilizado esta media para estimar la prima de riesgo país¹⁵:

$$\lambda CR = (1) (6.5\% \times 1.5) = 9.75\%$$

Dado que el cálculo de la beta apalancada tiene como variables la Deuda y Patrimonio de la empresa, y considerando que esta estructura no es fija a lo largo de la vida del proyecto¹⁶, la tasa de descuento será diferente en cada año, de acuerdo con la siguiente tabla:

Tasa de Descuento									
Costo de Capital	Deuda (mm)	Patrimonio (mm)	Tasa libre de riesgo¹	Retorno del mercado²	Beta desapalancada Ind. minera	Beta apalancada del proyecto	Prima de Riesgo País (CR)	λ	Retorno Esperado
Año 1	1.29	4.99	5.00%	9.60%	0.86	1.00	9.75%	1.00	19.36%
Año 2	0.96	9.06	5.00%	9.60%	0.86	0.92	9.75%	1.00	18.97%
Año 3	0.64	13.49	5.00%	9.60%	0.86	0.89	9.75%	1.00	18.83%
Año 4	0.32	18.23	5.00%	9.60%	0.86	0.87	9.75%	1.00	18.75%
Año 5	0.00	23.42	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 6	0.00	28.93	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%

¹⁴ Aswath Damodaran. Internet. *Country Default Spreads and Risk Premiums*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/ctryprem.html>

¹⁵ Aswath Damodaran. Internet. *Country Default Spreads and Risk Premiums*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/ctryprem.html>

¹⁶ ANEXO 3: Balance General Projectado

Año 7	0.00	34.75	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 8	0.00	40.99	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 9	0.00	47.70	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 10	0.00	54.96	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 11	0.00	62.53	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 12	0.00	70.71	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 13	0.00	79.30	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 14	0.00	88.56	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%
Año 15	0.00	98.52	5.00%	9.60%	0.86	0.86	9.75%	1.00	18.71%

1. Bonos USA, 10 años, promedio geométrico
2. Retorno S&P 500, promedio geométrico

VALOR ACTUAL NETO

De los resultados obtenidos sobre la base del caso más probable, se proyectó el flujo de efectivo¹⁷, obteniendo los valores para el VAN.

Los resultados obtenidos se resumen a continuación:

VAN	\$ 18,784,350.21
TIR	291%

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Los valores de las variables que se han utilizado para llevar a cabo las evaluaciones económicas de los proyectos pueden presentar desviaciones, con efectos importantes en los resultados del proyecto. El análisis de sensibilidad, a través de los diferentes modelos, sirve para investigar la influencia de las variaciones del valor estimado de los parámetros, sobre los índices que miden la rentabilidad del proyecto; esto nos permite tener un panorama más claro para la toma de decisiones.

Los análisis de sensibilidad pueden ser unidimensionales o multidimensionales. En el primero se modifica una sola variable, manteniendo las demás constantes, mientras que en el segundo se examinan los efectos que sobre un criterio económico tiene el cambio simultáneo de dos o más variables significativas. En este caso emplearemos el análisis multidimensional con la ayuda de la herramienta Simulación 4.0 (Método de Monte Carlo).

¹⁷ ANEXO 2: Flujo de Efectivo Proyectado

Es importante determinar qué variables tienen mayor efecto en el resultado frente a distintas estimaciones; en nuestro proyecto la variable con mayor impacto y mayor incertidumbre es el precio del oro.

Como se explicó previamente, el precio del oro tiene un comportamiento que se ajusta a una función exponencial, con un crecimiento geométrico de 6.21%, más un error de predicción, ya que el modelo no explica al 100% la variabilidad del precio del oro. Este residual o error tiene media cero.

$$\text{Precio del Oro} = P_0 e^{0.0621x + \varepsilon}$$

Los términos de error incorporados en el precio de cada año son las variables que se procederá a sensibilizar, para lo cual primero tenemos que examinar sus características. Los términos de error son independientes en cada año y representan la diferencia entre el valor estimado de la variable dependiente y su valor real. En un modelo exponencial, el valor residual es exponencial y no figura como un sumando, por lo que para trabajar con los residuales, primero vamos a transformarlo en un modelo lineal, de la forma siguiente:

$$y = a + bx + \varepsilon$$

Para modificarlo, al modelo original le aplicamos logaritmo natural:

$$\ln(y) = \ln(22.187) + 0.0621x + \varepsilon$$

Como se puede observar, con un modelo lineal el valor residual se muestra como un término sumatorio y representa la diferencia entre el estimado de "Ln (y)" y su valor real.

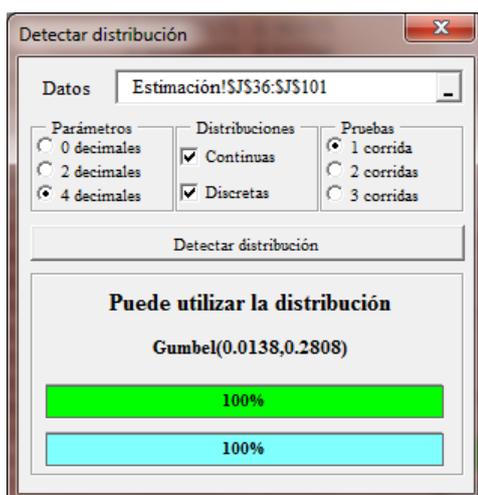
Luego calculamos los valores residuales correspondientes a cada año, para poder determinar su comportamiento y distribución.

Residuales			
x	Ln (y)	Ln (y) estimada	Residuales
1	3.555348	3.16162282	0.393725242
2	3.555348	3.22372282	0.331625242
3	3.555348	3.28582282	0.269525242
4	3.555348	3.34792282	0.207425242
5	3.555348	3.41002282	0.145325242
6	3.555348	3.47212282	0.083225242
7	3.555348	3.53422282	0.021125242
8	3.555348	3.59632282	-0.040974758
9	3.555348	3.65842282	-0.103074758
10	3.555348	3.72052282	-0.165174758
11	3.555348	3.78262282	-0.227274758
12	3.555348	3.84472282	-0.289374758

13	3.555348	3.90682282	-0.351474758
14	3.555348	3.96892282	-0.413574758
15	3.555348	4.03102282	-0.475674758
16	3.555348	4.09312282	-0.537774758
17	3.555348	4.15522282	-0.599874758
18	3.555348	4.21732282	-0.661974758
19	3.681351	4.27942282	-0.598071632
20	3.720862	4.34152282	-0.62066032
21	3.589059	4.40362282	-0.814563701
22	3.716008	4.46572282	-0.749714698
23	4.067316	4.52782282	-0.46050693
24	4.560173	4.58992282	-0.029749999
25	5.072671	4.65202282	0.420647866
26	5.082646	4.71412282	0.368523011
27	4.827513	4.77622282	0.051290598
28	4.997212	4.83832282	0.158889454
29	5.264761	4.90042282	0.364337764
30	5.7288	4.96252282	0.766277418
31	6.417549	5.02462282	1.392926123
32	6.130357	5.08672282	1.043633726
33	5.929589	5.14882282	0.780766324
34	6.049262	5.21092282	0.838338826
35	5.886937	5.27302282	0.613914198
36	5.759848	5.33512282	0.424724879
37	5.907811	5.39722282	0.510588343
38	6.101215	5.45932282	0.641892592
39	6.079704	5.52142282	0.558281516
40	5.943586	5.58352282	0.360063647
41	5.9496	5.64562282	0.303977523
42	5.891644	5.70772282	0.183921392
43	5.839769	5.76982282	0.069946364
44	5.88527	5.83192282	0.053347531
45	5.950903	5.89402282	0.056880116
46	5.951163	5.95612282	-0.004959569
47	5.96049	6.01822282	-0.057733077
48	5.802722	6.08032282	-0.277600397
49	5.68392	6.14242282	-0.458502974
50	5.630495	6.20452282	-0.574028141
51	5.631212	6.26662282	-0.635411038
52	5.602488	6.32872282	-0.726235063
53	5.736895	6.39082282	-0.653927993
54	5.895779	6.45292282	-0.557143523
55	6.014448	6.51502282	-0.500574436
56	6.097625	6.57712282	-0.479498077
57	6.403905	6.63922282	-0.235317551
58	6.544056	6.70132282	-0.157267099
59	6.771133	6.76342282	0.007710582
60	6.879767	6.82552282	0.054244423
61	7.110288	6.88762282	0.222665057
62	7.359531	6.94972282	0.40980847
63	7.419381	7.01182282	0.407557763

64	7.251132	7.07392282	0.177209375
65	7.143302	7.13602282	0.007278777
66	7.056175	7.19812282	-0.141947535

Una vez obtenidos los valores residuales, podemos encontrar su distribución y calcular los datos estadísticos necesarios para su sensibilización:



Media	0.0000
Error Estándar	0.0589
Mediana	0.0129
Desviación Estándar	0.4783
Mínimo	(0.8155)
Máximo	1.3915
Suma	0.0000
Cuenta	66

Con la ayuda de la herramienta Simulación 4.0, hemos determinado que los valores residuales tienen una distribución gumbel, con un parámetro de posición de 0.0138 y un parámetro de dispersión o escala de 0.2808.

Se definió un total de 15 variables aleatorias (inputs) continuas, correspondientes al error asociado al precio del oro de cada año.

Al correr la simulación Monte Carlo utilizando los supuestos descritos anteriormente, obtenemos una distribución de frecuencia y un valor máximo, medio y mínimo para el Valor Actual Neto. Con un total de 20,000 iteraciones, los resultados de la simulación fueron los siguientes:

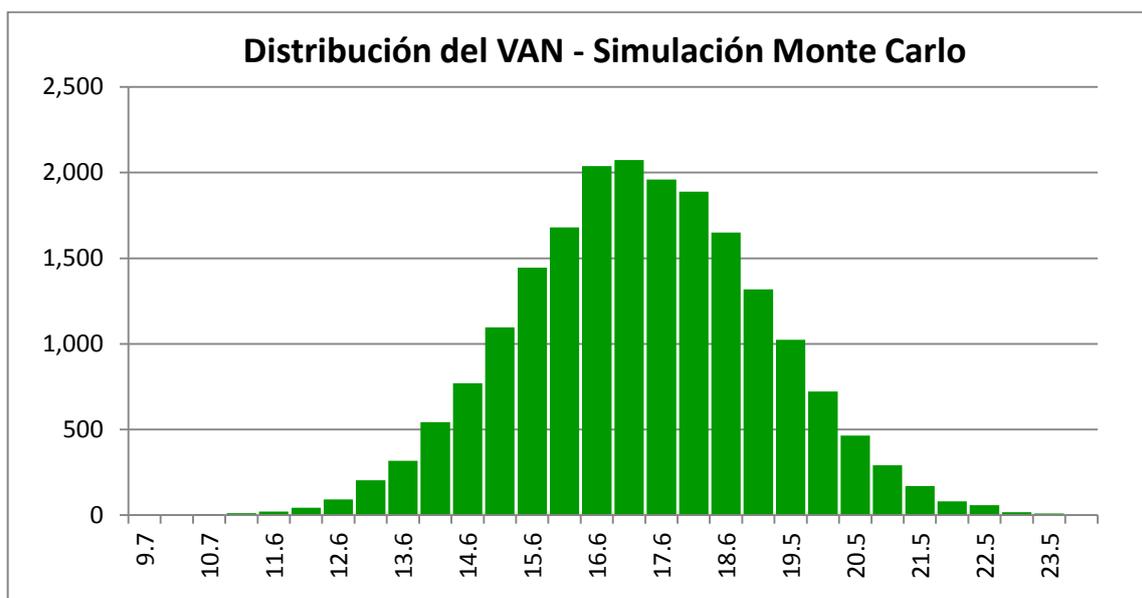
Resultados de la Simulación Montecarlo

Nombre	Máximo	Mínimo	Media	Varianza	Desv.Est.	Des./Media
VAN	\$ 23,737,197.94	\$ 9,420,909.61	\$ 16,765,049.81	3,551,747,983,792	\$ 1,884,608.18	11.24%
EOro1	0.620960315	-3.588546276	-0.149720919	0.128317251	0.358213973	-239.25%
EOro2	0.658080385	-3.878914432	-0.147082448	0.13047546	0.36121387	-245.59%
EOro3	0.656023918	-2.417605117	-0.14965542	0.131539406	0.362683616	-242.35%
EOro4	0.714210856	-2.653745961	-0.145869886	0.126875451	0.356195805	-244.19%
EOro5	0.643662625	-2.797040992	-0.147370063	0.129807981	0.360288746	-244.48%
EOro6	0.656969189	-2.590013498	-0.150077469	0.128402317	0.358332691	-238.77%

EOro7	0.66516847	-3.171095819	-0.1487494	0.129856018	0.360355405	-242.26%
EOro8	0.664571434	-3.190066257	-0.149778784	0.130187982	0.360815718	-240.90%
EOro9	0.667447743	-2.905183729	-0.147570126	0.129875121	0.36038191	-244.21%
EOro10	0.672985424	-3.054898398	-0.148141996	0.128716903	0.358771381	-242.18%
EOro11	0.624772884	-2.860726992	-0.151445742	0.13245835	0.363948279	-240.32%
EOro12	0.659019645	-2.596867335	-0.147708049	0.129676686	0.360106493	-243.80%
EOro13	0.724324388	-2.935195451	-0.151239908	0.13052686	0.361285012	-238.88%
EOro14	0.644643206	-2.633063421	-0.14617573	0.128800232	0.358887493	-245.52%
EOro15	0.614093755	-2.725149034	-0.147567976	0.131221038	0.362244446	-245.48%

Como podemos ver, en este caso el valor mínimo que puede llegar a tener el VAN es \$ 9,420,909.61 siendo el proyecto aun fuertemente rentable.

El siguiente gráfico presenta la distribución de frecuencia para el VAN, la que presenta una distribución normal y una marca de clase con mayor frecuencia de \$17,072,718.89 (10.37%).



Con este análisis podemos concluir que con la variación del precio del oro, podremos obtener un Valor Actual Neto comprendido entre 14.85 y 19.29 millones, con una probabilidad del 80.89%.

ALTERNATIVA: FUTUROS DE ORO

Un futuro es un contrato en la que las partes se comprometen a comprar o vender un determinado activo en una fecha futura y a un precio acordado previamente. La parte que acordó comprar el activo en el futuro espera que el precio del activo vaya a aumentar, mientras que la parte que acuerda vender el activo en el futuro espera que se reduzca. Estos contratos se negocian en lo que se llama mercado a término o mercado de futuros.

Para este proyecto, contratar un futuro representa una operación de cobertura. Vender futuros de oro es una opción para reducir el riesgo de un movimiento adverso en el precio del activo; de esta forma se asegura un precio fijo hoy para la operación de mañana. Sin embargo, como siempre que se reduce el riesgo, también se reducirán las posibles ganancias.

Actualmente se comercializan contratos de futuros sobre el oro hasta el año 2021¹⁸; estos precios que cotizan en el mercado los vamos a comparar con los que estimamos para el proyecto, y así determinar si conviene invertir en una cobertura o no. Como existen contratos con vencimientos en diferentes meses, para la comparación de los precios en cada año, utilizamos el contrato con vencimiento en diciembre, excepto en el contrato del 2021, cuyo vencimiento es en junio.

Con la sensibilización del término de error asociado al precio del oro pudimos obtener el precio medio de cada año. La tabla que se presenta a continuación detalla las diferencias que existen entre los precios de los contratos futuros y los estimados para el proyecto.

Diferencia entre el precio de los contratos futuros y los estimados

Año	Precios estimados¹	Media del Error	Precio Medio	Futuros²	Dif. Estimado original vs Futuros	Dif. Precio Medio vs Futuros	
1	2016	\$1,234.32	-0.149720919	\$1,062.69	\$1,170.50	(\$63.82)	\$107.81
2	2017	\$1,313.40	-0.147082448	\$1,133.76	\$1,177.70	(\$135.70)	\$43.94
3	2018	\$1,397.55	-0.14965542	\$1,203.30	\$1,187.60	(\$209.95)	(\$15.70)
4	2019	\$1,487.09	-0.145869886	\$1,285.25	\$1,201.70	(\$285.39)	(\$83.55)
5	2020	\$1,582.36	-0.147370063	\$1,365.54	\$1,220.30	(\$362.06)	(\$145.24)
6	2021	\$1,683.74	-0.150077469	\$1,449.10	\$1,232.30	(\$451.44)	(\$216.80)
7	2022	\$1,791.62	-0.1487494	\$1,543.99			
8	2023	\$1,906.41	-0.149778784	\$1,641.22			
9	2024	\$2,028.55	-0.147570126	\$1,750.23			
10	2025	\$2,158.51	-0.148141996	\$1,861.31			
11	2026	\$2,296.81	-0.151445742	\$1,974.02			

¹⁸ Investing. Internet. *Contratos de Futuros sobre el Gold*. [en línea]. <<http://es.investing.com/commodities/gold-contracts>>

12	2027	\$2,443.96	-0.147708049	\$2,108.36
13	2028	\$2,600.54	-0.151239908	\$2,235.53
14	2029	\$2,767.16	-0.14617573	\$2,390.84
15	2030	\$2,944.44	-0.147567976	\$2,540.48

1. Precio con error igual a cero
2. Precio de futuros al 26 de Octubre de 2015

Como se puede observar, los precios estimados con error igual a cero son mayores a los precios de los contratos futuros; no obstante, al sensibilizar el término de error y obtener su media, vemos que los contratos de futuros ofrecen un precio mayor en los 2 primeros años del proyecto. Como nosotros esperamos que el precio real sea menor que el cotizado en el mercado, se recomienda vender contratos de futuro con vencimiento en el 2016 y 2017.

RESULTADOS Y CONCLUSIONES

El informe final de las actividades de exploración realizadas en el área “Chacra 1” manifiesta que la escena geológica examinada en los diversos recorridos permite describir al Proyecto, como altamente prospectivo, con un gran potencial aurífero en la zona aluvial y que puede tener un yacimiento de mérito en roca dura.

La ubicación del área es muy privilegiada, cerca de la vía principal de acceso, se puede transitar por el mismo cauce de la quebrada Conguime aguas arriba en tiempo de verano, es muy accesible a los centros de acopio, y presenta un futuro seguro de rentabilidad económica frente a otros proyectos de su clase.

La topografía consta de un relieve más o menos irregular, y alturas que varían de los 840 a los 1620 msnm, y un sistema de drenaje subortogonal; con un clima subtropical húmedo y fuertes pluviosidades.

La geología está compuesta principalmente de 3 unidades litológicas y otras menores, que corresponden a depósitos cuaternarios, rocas volcánicas y rocas intrusivas, con pequeños afloramientos de rocas sedimentarias y rodados de rocas metamórficas.

La mineralización predominante consta de sulfuros y oro libre en los aluviales de las Quebradas Conguime, Chinapintza, Guanguintza.

Los resultados obtenidos en el proceso de cálculo, específicamente los que refieren al volumen de reservas y el contenido del mineral de estas, justifican el inicio de la Fase de Explotación y Beneficio. Se determinó que los Recursos Medidos corresponden a 5,206,695.21 m³, con una ley media de oro de 0.580 g/m³; y con un estimado de 11,311,176 m³ como Recursos Indicados.

Se determinó que el método de explotación técnicamente aplicable es a “Cielo Abierto” y el sistema diseñado es “arranque-lavado-relleno y restitución” por franjas. El total de oro sería explotado en 15 años, de acuerdo con el ritmo de explotación planificada del proyecto, el cual corresponde a 1000 metros cúbicos por día, por lo que entra en la clasificación de “Pequeña Minería” y se acoge a las leyes de esta.

Se recomienda que conforme se avance con los trabajos de Explotación y Beneficio, se ejecute una exploración complementaria en las zonas correspondientes marcadas como de Recursos Indicados.

La evaluación económica demostró que, de acuerdo a los indicadores utilizados, es un proyecto rentable, que podría alcanzar un Valor Actual Neto comprendido entre 14.85 y 19.29 millones, con una probabilidad del 80.89%.

El análisis de sensibilidad confirma que el precio del oro es la variable más influyente en los resultados económicos del proyecto de explotación, y ante su variación, indica

que el valor mínimo que puede llegar a tener el VAN es \$9.42 millones siendo el proyecto aun fuertemente rentable.

El estudio de la tendencia del precio del metal en el mercado internacional muestra que éste tiene un crecimiento exponencial creciente de 6.21%, con un error aleatorio de media cero y desviación estándar de 0.4783.

Analizando los precios proyectados, se recomienda vender contratos de futuro con vencimiento en el 2016 y 2017, ya que se espera que en esos años el precio real sea menor que el cotizado en el mercado de futuros.

Se concluye que la explotación del área minera Chacra 1 arroja un resultado positivo, y dadas las condiciones técnicas, legales y económicas, es conveniente para su inversión.

BIBLIOGRAFÍA

Tribunal Constitucional de la República del Ecuador. *Ley de Minería*. Suplemento al Registro Oficial No. 517 Año III

Presidencia de la República del Ecuador. Internet. *Decreto 119: Reglamento General a la Ley de Minería*. [en línea]. <<http://decretos.presidencia.gob.ec/decretos/>>

Comisión de Régimen Económico y Tributario y su Regulación y Control. Internet. *Ley Orgánica Reformatoria a la Ley de Minería, a la Ley Reformatoria para la Equidad Tributaria en el Ecuador y a la Ley Orgánica de Régimen Tributario Interno*. [en línea]. <<http://www.asambleanacional.gob.ec/es/multimedios-legislativos/35178-ley-organica-reformatoria-la-ley-de-mineria-la-ley-0>>

Presidencia de la República del Ecuador. Internet. *Decreto 475: Reformas al reglamento General a la Ley de Minería*. [en línea]. <<http://decretos.presidencia.gob.ec/decretos/>>

El Economista. Internet. *Precio del oro caerá en 2015 y 2016: HSBC*. [en línea]. <<http://eleconomista.com.mx/mercados-estadisticas/2015/07/27/precio-oro-caera-2015-2016-hsbc>>

Banco Central del Ecuador. Internet. *Tasas de interés vigentes Noviembre 2015*. [en línea]. <<http://contenido.bce.fin.ec/docs.php?path=/documentos/Estadisticas/SectorMonFin/TasasInteres/Indice.htm>>

Instituto Nacional de Estadística y Censos. Internet. *Reporte de Inflación Mensual, Octubre 2015*. [en línea]. <http://www.ecuadorencifras.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2015/11/Reporte_inflacion_201510.pdf>

Aswath Damodaran. Internet. *Annual Returns on Stock, T.Bonds and T.Bills: 1928 – Current*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/histretSP.html>

Aswath Damodaran. Internet. *Betas by Sector*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/Betas.html>

Aswath Damodaran. Internet. *Equity Risk Premiums*. [en línea]. <http://www1.worldbank.org/finance/assets/images/Equity_Risk_Premiums.pdf>

Aswath Damodaran. Internet. *Country Default Spreads and Risk Premiums*. [en línea]. <http://pages.stern.nyu.edu/~adamodar/New_Home_Page/datafile/ctryprem.html>

Moody's. Internet. *Moody's upgrades Ecuador's sovereign rating to Caa2 from Caa3; outlook stable*. [en línea]. <https://www.moody.com/research/Moodys-upgrades-Ecuadors-sovereign-rating-to-Caa2-from-Caa3-outlook--PR_213401>

Investing. Internet. *Contratos de Futuros sobre el Gold*. [en línea]. <<http://es.investing.com/commodities/gold-contracts>>

ANEXOS

ANEXO 1: PRECIOS HISTÓRICOS DEL ORO

Año	Precio del Oro		
1950	\$ 35.00	1983	\$ 423.80
1951	\$ 35.00	1984	\$ 360.30
1952	\$ 35.00	1985	\$ 317.30
1953	\$ 35.00	1986	\$ 367.90
1954	\$ 35.00	1987	\$ 446.40
1955	\$ 35.00	1988	\$ 436.90
1956	\$ 35.00	1989	\$ 381.30
1957	\$ 35.00	1990	\$ 383.60
1958	\$ 35.00	1991	\$ 362.00
1959	\$ 35.00	1992	\$ 343.70
1960	\$ 35.00	1993	\$ 359.70
1961	\$ 35.00	1994	\$ 384.10
1962	\$ 35.00	1995	\$ 384.20
1963	\$ 35.00	1996	\$ 387.80
1964	\$ 35.00	1997	\$ 331.20
1965	\$ 35.00	1998	\$ 294.10
1966	\$ 35.00	1999	\$ 278.80
1967	\$ 35.00	2000	\$ 279.00
1968	\$ 39.70	2001	\$ 271.10
1969	\$ 41.30	2002	\$ 310.10
1970	\$ 36.20	2003	\$ 363.50
1971	\$ 41.10	2004	\$ 409.30
1972	\$ 58.40	2005	\$ 444.80
1973	\$ 95.60	2006	\$ 604.20
1974	\$ 159.60	2007	\$ 695.10
1975	\$ 161.20	2008	\$ 872.30
1976	\$ 124.90	2009	\$ 972.40
1977	\$ 148.00	2010	\$ 1,224.50
1978	\$ 193.40	2011	\$ 1,571.10
1979	\$ 307.60	2012	\$ 1,668.00
1980	\$ 612.50	2013	\$ 1,409.70
1981	\$ 459.60	2014	\$ 1,265.60
1982	\$ 376.00	2015	\$ 1,160.00

ANEXO 2: FLUJO DE EFECTIVO PROYECTADO

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7
INGRESOS								
Oro		\$ 7,595,575.27	\$ 8,082,214.26	\$ 8,600,031.59	\$ 9,151,024.84	\$ 9,737,319.52	\$ 10,361,177.38	\$ 11,025,005.02
Reventa de Equipos		\$ -	\$ 16,500.00	\$ 64,200.00	\$ 17,853.26	\$ 165,000.00	\$ 91,575.46	\$ -
GASTOS								
Gastos operacionales		\$ (898,014.85)	\$ (934,115.05)	\$ (971,666.48)	\$ (1,010,727.47)	\$ (1,051,358.71)	\$ (1,093,623.33)	\$ (1,137,586.99)
Pago de patentes		\$ (638.94)	\$ (664.62)	\$ (691.34)	\$ (719.13)	\$ (748.04)	\$ (778.11)	\$ (809.39)
Interés deuda		\$ (241,090.65)	\$ (192,872.52)	\$ (144,654.39)	\$ (96,436.26)	\$ (48,218.13)		
Depreciación		\$ (322,760.67)	\$ (322,760.67)	\$ (326,656.43)	\$ (340,144.90)	\$ (344,360.18)	\$ (380,301.01)	\$ (400,043.46)
Regalías		\$ (227,867.26)	\$ (242,466.43)	\$ (258,000.95)	\$ (274,530.75)	\$ (292,119.59)	\$ (310,835.32)	\$ (330,750.15)
Monitoreo IA		\$ (4,160.80)		\$ (4,502.05)		\$ (4,871.29)		\$ (5,270.82)
Auditorías y verificaciones técnicas (Consultor)		\$ (15,603.00)	\$ (16,230.24)	\$ (16,882.70)	\$ (17,561.38)	\$ (18,267.35)	\$ (19,001.70)	\$ (19,765.56)
Plan de compensación								
UAI		\$ 5,885,439.11	\$ 6,389,604.73	\$ 6,941,177.26	\$ 7,428,758.21	\$ 8,142,376.24	\$ 8,648,213.37	\$ 9,130,778.65
Impuesto a la Renta		\$ (1,471,359.78)	\$ (1,597,401.18)	\$ (1,735,294.32)	\$ (1,857,189.55)	\$ (2,035,594.06)	\$ (2,162,053.34)	\$ (2,282,694.66)
Utilidades empleados (10%)		\$ (441,407.93)	\$ (479,220.35)	\$ (520,588.29)	\$ (557,156.87)	\$ (610,678.22)	\$ (648,616.00)	\$ (684,808.40)
Utilidades Estado (5%)		\$ (220,703.97)	\$ (239,610.18)	\$ (260,294.15)	\$ (278,578.43)	\$ (305,339.11)	\$ (324,308.00)	\$ (342,404.20)
UDI		\$ 3,751,967.43	\$ 4,073,373.02	\$ 4,425,000.51	\$ 4,735,833.36	\$ 5,190,764.85	\$ 5,513,236.02	\$ 5,820,871.39
(+) Depreciación		\$ 322,760.67	\$ 322,760.67	\$ 326,656.43	\$ 340,144.90	\$ 344,360.18	\$ 380,301.01	\$ 400,043.46
INVERSIÓN								
Inversión inicial	\$ (2,678,785.00)							
Préstamo	\$ 1,607,271.00							
Amortización de deuda		\$ (321,454.20)	\$ (321,454.20)	\$ (321,454.20)	\$ (321,454.20)	\$ (321,454.20)		
Nuevo equipo		\$ -	\$ (102,791.52)	\$ (362,865.42)	\$ (111,222.08)	\$ (1,004,704.15)	\$ (528,753.85)	\$ -
IVA no compensado	\$ (167,349.60)	\$ (52,796.78)	\$ (65,274.20)	\$ (92,966.82)	\$ (70,627.73)	\$ (162,576.79)	\$ (116,758.55)	\$ (66,881.89)
Recup. Capital de Trabajo								
Ajuste Soberano			\$ (506,021.49)	\$ (999,948.75)	\$ (1,223,477.35)	\$ (794,545.45)	\$ (1,167,034.70)	\$ (1,565,651.03)
Flujo total	\$ (1,238,863.60)	\$ 3,700,477.12	\$ 3,400,592.28	\$ 2,974,421.74	\$ 3,349,196.91	\$ 3,251,844.44	\$ 4,080,989.92	\$ 4,588,381.93
Flujo descontado Ke	\$ (1,238,863.60)	\$ 3,100,376.21	\$ 2,402,415.54	\$ 1,772,825.28	\$ 1,684,221.29	\$ 1,379,642.00	\$ 1,458,577.46	\$ 1,381,499.92
VAN	\$ 18,784,350.21							
TIR		291%						

	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	Año 12	Año 13	Año 14	Año 15
INGRESOS								
Oro	\$ 11,731,363.27	\$ 12,482,977.01	\$ 13,282,745.70	\$ 14,133,754.56	\$ 15,039,286.50	\$ 16,002,834.73	\$ 17,028,116.28	\$ 17,915,391.58
Reventa de Equipos	\$ 20,901.87	\$ 81,327.26	\$ 223,556.98	\$ -	\$ 116,005.93	\$ -	\$ 26,478.06	\$ 347,734.13
GASTOS								
Gastos operacionales	\$ (1,183,317.99)	\$ (1,230,887.37)	\$ (1,280,369.04)	\$ (1,331,839.88)	\$ (1,385,379.84)	\$ (1,441,072.11)	\$ (1,499,003.21)	\$ (1,559,263.14)
Pago de patentes	\$ (841.93)	\$ (875.78)	\$ (910.98)	\$ (947.60)	\$ (985.70)	\$ (1,025.32)	\$ (1,066.54)	\$ (1,109.41)
Interés deuda								
Depreciación	\$ (400,043.46)	\$ (404,978.53)	\$ (422,065.45)	\$ (468,380.86)	\$ (468,380.86)	\$ (493,390.19)	\$ (493,390.19)	\$ (499,641.84)
Regalías	\$ (351,940.90)	\$ (374,489.31)	\$ (398,482.37)	\$ (424,012.64)	\$ (451,178.59)	\$ (480,085.04)	\$ (510,843.49)	\$ (537,461.75)
Monitoreo IA		\$ (5,703.11)		\$ (6,170.85)		\$ (6,676.96)		\$ (7,224.58)
Auditorías y verificaciones téc	\$ (20,560.14)	\$ (21,386.66)	\$ (22,246.40)	\$ (23,140.71)	\$ (24,070.96)	\$ (25,038.61)	\$ (26,045.17)	\$ (27,092.18)
Plan de compensación						\$ (83,462.05)		
UAI	\$ 9,795,560.73	\$ 10,525,983.52	\$ 11,382,228.43	\$ 11,879,262.02	\$ 12,825,296.48	\$ 13,472,084.43	\$ 14,524,245.75	\$ 15,631,332.80
Impuesto a la Renta	\$ (2,448,890.18)	\$ (2,631,495.88)	\$ (2,845,557.11)	\$ (2,969,815.51)	\$ (3,206,324.12)	\$ (3,368,021.11)	\$ (3,631,061.44)	\$ (3,907,833.20)
Utilidades empleados (10%)	\$ (734,667.05)	\$ (789,448.76)	\$ (853,667.13)	\$ (890,944.65)	\$ (961,897.24)	\$ (1,010,406.33)	\$ (1,089,318.43)	\$ (1,172,349.96)
Utilidades Estado (5%)	\$ (367,333.53)	\$ (394,724.38)	\$ (426,833.57)	\$ (445,472.33)	\$ (480,948.62)	\$ (505,203.17)	\$ (544,659.22)	\$ (586,174.98)
UDI	\$ 6,244,669.96	\$ 6,710,314.49	\$ 7,256,170.62	\$ 7,573,029.54	\$ 8,176,126.50	\$ 8,588,453.82	\$ 9,259,206.66	\$ 9,964,974.66
(+) Depreciación	\$ 400,043.46	\$ 404,978.53	\$ 422,065.45	\$ 468,380.86	\$ 468,380.86	\$ 493,390.19	\$ 493,390.19	\$ 499,641.84
INVERSIÓN								
Inversión inicial								
Préstamo								
Amortización de deuda								
Nuevo equipo	\$ (130,214.22)	\$ (459,670.55)	\$ (1,364,445.90)	\$ -	\$ (669,814.64)	\$ -	\$ (164,952.73)	\$ -
IVA no compensado	\$ (82,688.03)	\$ (117,768.48)	\$ (212,183.12)	\$ (78,302.56)	\$ (147,907.37)	\$ (84,724.62)	\$ (104,747.51)	\$ (49,945.31)
Recup. Capital de Trabajo								\$ 175,000.00
Ajuste Soberano	\$ (1,590,479.27)	\$ (1,509,687.98)	\$ (1,109,275.45)	\$ (2,022,752.41)	\$ (1,770,213.33)	\$ (2,279,542.73)	\$ (2,345,792.48)	\$ (2,754,127.98)
Flujo total	\$ 4,841,331.91	\$ 5,028,166.02	\$ 4,992,331.61	\$ 5,940,355.43	\$ 6,056,572.02	\$ 6,717,576.67	\$ 7,137,104.13	\$ 7,835,543.21
Flujo descontado Ke	\$ 1,227,957.94	\$ 1,074,374.20	\$ 898,621.32	\$ 900,768.21	\$ 773,668.36	\$ 722,882.83	\$ 647,000.54	\$ 598,382.72

ANEXO 3: BALANCE GENERAL PROYECTADO

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7
Balance General								
Activo	\$ 2,846,134.60	\$ 6,276,647.83	\$ 10,028,566.65	\$ 14,132,112.95	\$ 18,546,492.11	\$ 23,415,802.77	\$ 28,929,038.79	\$ 34,749,910.18
Pasivo	\$ 1,607,271.00	\$ 1,285,816.80	\$ 964,362.60	\$ 642,908.40	\$ 321,454.20	\$ -	\$ -	\$ -
Patrimonio	\$ 1,238,863.60	\$ 4,990,831.03	\$ 9,064,204.05	\$ 13,489,204.55	\$ 18,225,037.91	\$ 23,415,802.77	\$ 28,929,038.79	\$ 34,749,910.18

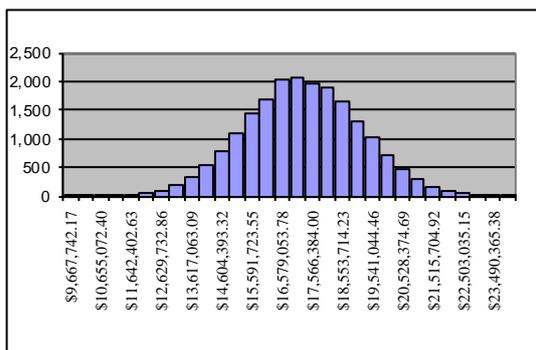
	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	Año 12	Año 13	Año 14	Año 15
Balance General								
Activo	\$ 40,994,580.14	\$ 47,704,894.63	\$ 54,961,065.26	\$ 62,534,094.80	\$ 70,710,221.30	\$ 79,298,675.12	\$ 88,557,881.79	\$ 98,522,856.44
Pasivo	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Patrimonio	\$ 40,994,580.14	\$ 47,704,894.63	\$ 54,961,065.26	\$ 62,534,094.80	\$ 70,710,221.30	\$ 79,298,675.12	\$ 88,557,881.79	\$ 98,522,856.44

ANEXO 4: INFORME COMPLETO DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Iteraciones	20,000					
Nombre	Máximo	Mínimo	Media	Varianza	Desv.Est.	Des./Media
VAN	\$ 23,737,197.94	\$ 9,420,909.61	\$ 16,765,049.81	\$ 3,551,747,983,792.15	\$ 1,884,608.18	11.24%
EOro1	0.620960315	-3.588546276	-0.149720919	0.128317251	0.358213973	-239.25%
EOro2	0.658080385	-3.878914432	-0.147082448	0.13047546	0.36121387	-245.59%
EOro3	0.656023918	-2.417605117	-0.14965542	0.131539406	0.362683616	-242.35%
EOro4	0.714210856	-2.653745961	-0.145869886	0.126875451	0.356195805	-244.19%
EOro5	0.643662625	-2.797040992	-0.147370063	0.129807981	0.360288746	-244.48%
EOro6	0.656969189	-2.590013498	-0.150077469	0.128402317	0.358332691	-238.77%
EOro7	0.66516847	-3.171095819	-0.1487494	0.129856018	0.360355405	-242.26%
EOro8	0.664571434	-3.190066257	-0.149778784	0.130187982	0.360815718	-240.90%
EOro9	0.667447743	-2.905183729	-0.147570126	0.129875121	0.36038191	-244.21%
EOro10	0.672985424	-3.054898398	-0.148141996	0.128716903	0.358771381	-242.18%
EOro11	0.624772884	-2.860726992	-0.151445742	0.13245835	0.363948279	-240.32%
EOro12	0.659019645	-2.596867335	-0.147708049	0.129676686	0.360106493	-243.80%
EOro13	0.724324388	-2.935195451	-0.151239908	0.13052686	0.361285012	-238.88%
EOro14	0.644643206	-2.633063421	-0.14617573	0.128800232	0.358887493	-245.52%
EOro15	0.614093755	-2.725149034	-0.147567976	0.131221038	0.362244446	-245.48%

ESTADÍSTICAS DEL VAN

Variable	VAN	
Tipo	Output	
Máximo	\$	23,737,197.94
Minimo	\$	9,420,909.61
Media	\$	16,765,049.81
Varianza	\$	3,551,747,983,792.15
Desv.Est.	\$	1,884,608.18
Des./Media		11.24%



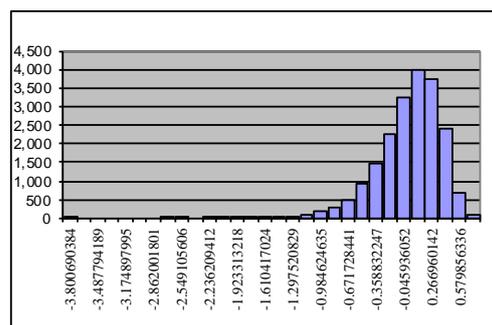
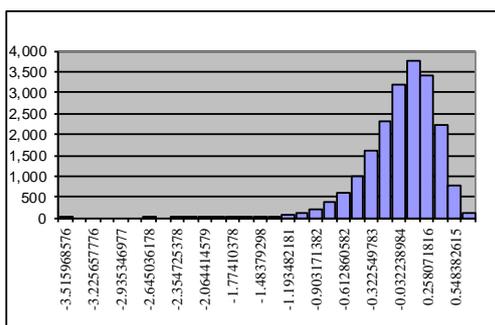
Variable	VAN	
Correlación		
Variables	C. Correlación	
EOro1	0.4644	
EOro2	0.3839	
EOro3	0.3430	
EOro4	0.3025	
EOro5	0.2731	
EOro6	0.2554	
EOro7	0.2210	
EOro8	0.2075	
EOro9	0.1731	
EOro10	0.1662	
EOro11	0.1483	
EOro12	0.1304	
EOro13	0.1128	
EOro14	0.1069	
EOro15	0.0928	

Marca de clase	Frecuencia	F.Acumulada	Frecuencia %	Frec.Acum.%
\$ 9,667,742.17	1	1	0.01%	0.01%
\$ 10,161,407.28	1	2	0.01%	0.01%
\$ 10,655,072.40	5	7	0.03%	0.04%
\$ 11,148,737.51	11	18	0.06%	0.09%
\$ 11,642,402.63	20	38	0.10%	0.19%
\$ 12,136,067.74	44	82	0.22%	0.41%
\$ 12,629,732.86	92	174	0.46%	0.87%
\$ 13,123,397.97	203	377	1.02%	1.89%
\$ 13,617,063.09	318	695	1.59%	3.48%
\$ 14,110,728.20	543	1,238	2.72%	6.19%
\$ 14,604,393.32	770	2,008	3.85%	10.04%
\$ 15,098,058.43	1,097	3,105	5.49%	15.53%
\$ 15,591,723.55	1,446	4,551	7.23%	22.76%
\$ 16,085,388.66	1,680	6,231	8.40%	31.16%
\$ 16,579,053.78	2,038	8,269	10.19%	41.35%
\$ 17,072,718.89	2,074	10,343	10.37%	51.72%
\$ 17,566,384.00	1,960	12,303	9.80%	61.52%
\$ 18,060,049.12	1,889	14,192	9.45%	70.96%
\$ 18,553,714.23	1,650	15,842	8.25%	79.21%
\$ 19,047,379.35	1,319	17,161	6.60%	85.81%
\$ 19,541,044.46	1,024	18,185	5.12%	90.93%
\$ 20,034,709.58	721	18,906	3.61%	94.53%
\$ 20,528,374.69	464	19,370	2.32%	96.85%
\$ 21,022,039.81	292	19,662	1.46%	98.31%
\$ 21,515,704.92	170	19,832	0.85%	99.16%
\$ 22,009,370.04	80	19,912	0.40%	99.56%
\$ 22,503,035.15	58	19,970	0.29%	99.85%
\$ 22,996,700.27	17	19,987	0.09%	99.94%
\$ 23,490,365.38	10	19,997	0.05%	99.99%
\$ 23,984,030.50	3	20,000	0.02%	100.00%

ESTADÍSTICAS DEL ERROR ASOCIADO AL PRECIO DEL ORO ESTIMADO

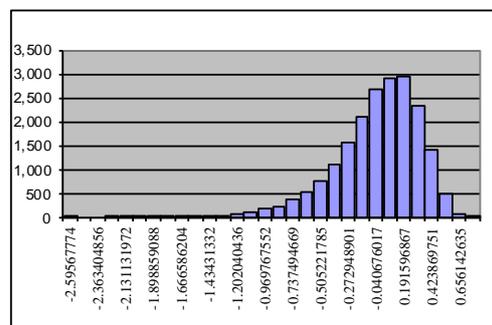
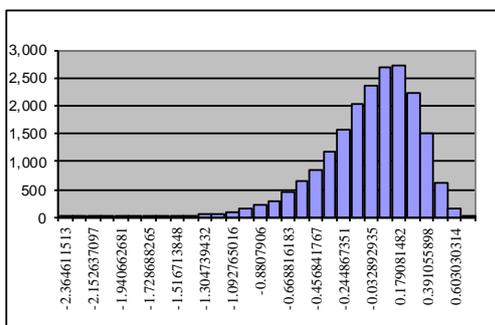
Variable	EOro1
Tipo	Input
Máximo	0.620960315
Mínimo	-3.588546276
Media	-0.149720919
Varianza	0.128317251
Desv.Est.	0.358213973
Des./Media	-239.25%

Variable	EOro2
Tipo	Input
Máximo	0.658080385
Mínimo	-3.878914432
Media	-0.147082448
Varianza	0.13047546
Desv.Est.	0.36121387
Des./Media	-245.59%

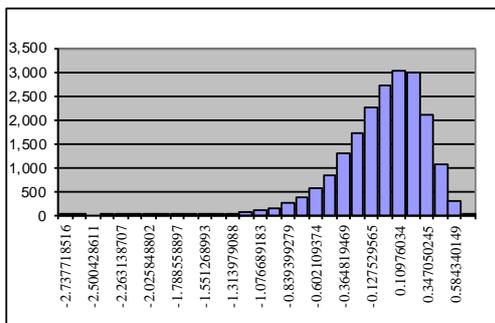


Variable	EOro3
Tipo	Input
Máximo	0.656023918
Mínimo	-2.417605117
Media	-0.14965542
Varianza	0.131539406
Desv.Est.	0.362683616
Des./Media	-242.35%

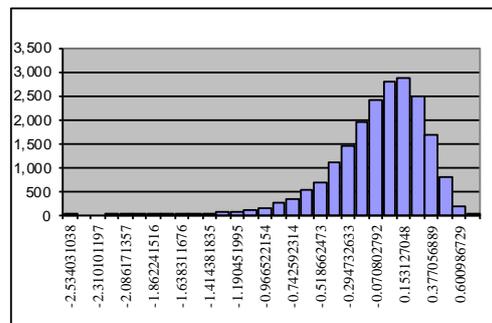
Variable	EOro4
Tipo	Input
Máximo	0.714210856
Mínimo	-2.653745961
Media	-0.145869886
Varianza	0.126875451
Desv.Est.	0.356195805
Des./Media	-244.19%



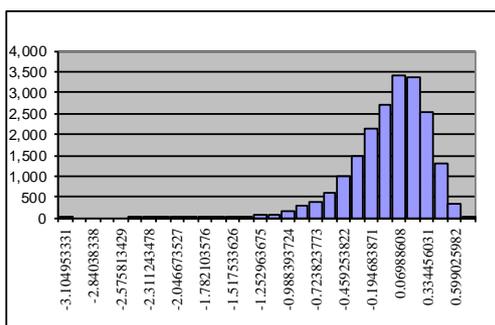
Variable	EOro5
Tipo	Input
Máximo	0.643662625
Mínimo	-2.797040992
Media	-0.147370063
Varianza	0.129807981
Desv.Est.	0.360288746
Des./Media	-244.48%



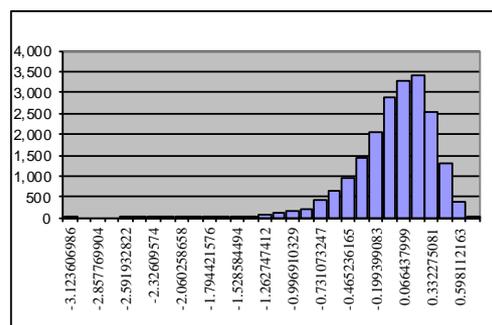
Variable	EOro6
Tipo	Input
Máximo	0.656969189
Mínimo	-2.590013498
Media	-0.150077469
Varianza	0.128402317
Desv.Est.	0.358332691
Des./Media	-238.77%



Variable	EOro7
Tipo	Input
Máximo	0.66516847
Mínimo	-3.171095819
Media	-0.1487494
Varianza	0.129856018
Desv.Est.	0.360355405
Des./Media	-242.26%

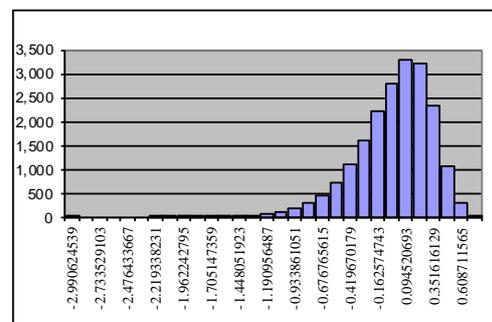
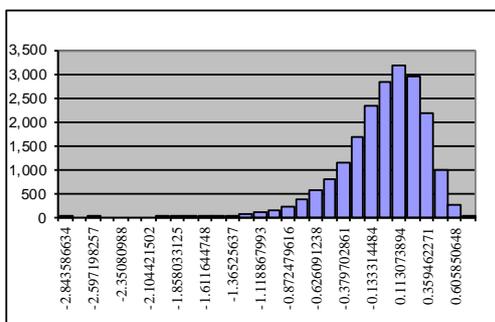


Variable	EOro8
Tipo	Input
Máximo	0.664571434
Mínimo	-3.190066257
Media	-0.149778784
Varianza	0.130187982
Desv.Est.	0.360815718
Des./Media	-240.90%



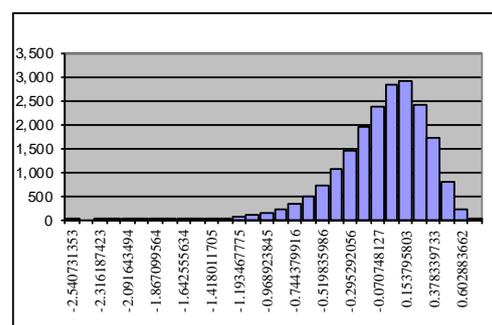
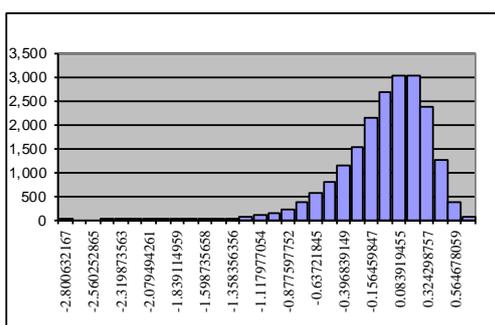
Variable	EOro9
Tipo	Input
Máximo	0.667447743
Mínimo	-2.905183729
Media	-0.147570126
Varianza	0.129875121
Desv.Est.	0.36038191
Des./Media	-244.21%

Variable	EOro10
Tipo	Input
Máximo	0.672985424
Mínimo	-3.054898398
Media	-0.148141996
Varianza	0.128716903
Desv.Est.	0.358771381
Des./Media	-242.18%

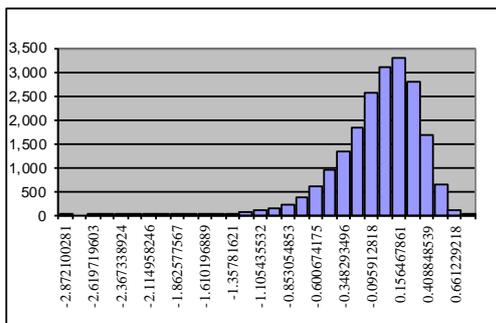


Variable	EOro11
Tipo	Input
Máximo	0.624772884
Mínimo	-2.860726992
Media	-0.151445742
Varianza	0.13245835
Desv.Est.	0.363948279
Des./Media	-240.32%

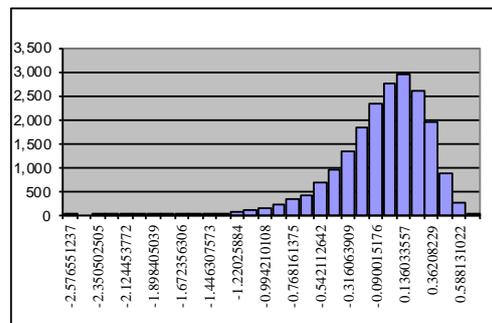
Variable	EOro12
Tipo	Input
Máximo	0.659019645
Mínimo	-2.596867335
Media	-0.147708049
Varianza	0.129676686
Desv.Est.	0.360106493
Des./Media	-243.80%



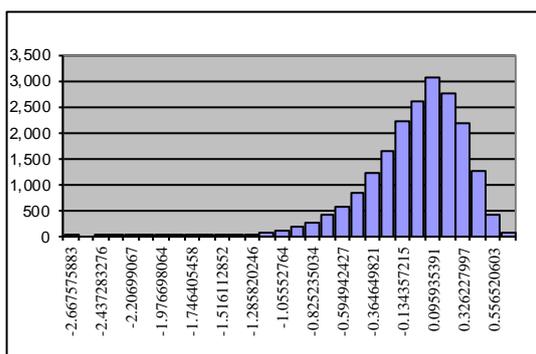
Variable	EOro13
Tipo	Input
Máximo	0.724324388
Mínimo	-2.935195451
Media	-0.151239908
Varianza	0.13052686
Desv.Est.	0.361285012
Des./Media	-238.88%



Variable	EOro14
Tipo	Input
Máximo	0.644643206
Mínimo	-2.633063421
Media	-0.14617573
Varianza	0.128800232
Desv.Est.	0.358887493
Des./Media	-245.52%



Variable	EOro15
Tipo	Input
Máximo	0.614093755
Mínimo	-2.725149034
Media	-0.147567976
Varianza	0.131221038
Desv.Est.	0.362244446
Des./Media	-245.48%



ANEXO 5: FOTOS

FOTO 1 - DEPÓSITOS CUATERNARIOS (TERRAZA ALUVIAL)



FOTO 2 – CONSTRUCCIÓN DE LABORES MINERAS (CORTE DE PRUEBAS DE PREPRODUCCIÓN)



FOTO 3 – ORO OBTENIDO EN PRUEBA DE PREPRODUCCIÓN 1



FOTO 4 – PERFIL ESQUEMÁTICO IN SITU



FOTO 5 – PLANTA DE LAVADO

