



UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS
FACULTAD DE INGENIERIA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS
TESIS

**PROPUESTA DE PLANEAMIENTO MINERO Y LA APLICACIÓN
DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE EN EL PROYECTO ESPERANZA DEL DISTRITO
DE OROPESA REGIÓN APURÍMAC - 2018**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**Presentado por el bachiller
INFANTE QUISPE, JULIO SELEMIAS**

CAJAMARCA- PERÚ

DEDICATORIA

En memoria y recuerdo de mi inolvidable madre, y demás familiares que está en el oriente eterno. Doy gracias a mi Padre Julián Infante, con el gran respeto y el constante apoyo en mis estudios, por acompañarme en todo el trayecto de mi vida, por confiar en mí y apoyarme a lograr mis objetivos.

A mis hermanos (a), por ser parte importante en mi vida y representar la unidad familiar, por haberme tenido la paciencia necesaria y motivarme a seguir adelante, con su apoyo moral, económico he logrado que pueda terminar mis estudios con éxito.

AGRADECIMIENTO

Agradezco en primer lugar a DIOS por guiarme en mi carrera universitaria, brindarme una vida llena de aprendizajes y experiencias. De igual manera agradecer a los docentes de Investigación, por su visión crítica de muchos aspectos cotidianos de la vida.

Son muchas las personas que han formado parte de mi vida profesional a las que me encantaría agradecerles su amistad ya sea en forma directa o indirecta que contribuyeron este trabajo de investigación para que pueda llevarse a cabo, gracias a sus consejos, apoyo sin importar en donde estén, quiero darles las gracias por formar parte de mi formación académica y por lo que me han brindado consejos y orientaciones.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice.....	iv
Listado de tablas.....	ix
Listado de figuras.....	xi
Listado de fotos.....	xii
Resumen.....	xiii
Abstract.....	xiv
Introduction.....	xv
CAPÍTULO I.....	1
PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO.....	1
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	1
1.1.1 Delimitación espacial.....	2
1.1.2 Delimitación social.....	3
1.1.3 DELIMITACION TEMPORAL.....	3
1.1.4 DELIMITACION CONCEPTUAL.....	3
1.2 PROBLEMAS DE LA INVESTIGACION.....	4
1.2.1 Problema principal.....	4
1.3.2 Problema secundario.....	4
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION.....	4
1.3.1 Objetivos generales.....	4
1.3.2 Objetivos específicos.....	5
1.4 HIPOTESIS Y VARIABLES DE LA INVESTIGACION.....	5
1.4.1 Hipótesis general.....	5
1.4.2 Hipótesis secundaria.....	5
1.4.3 VARIABLES (DEFINICION, CONCEPTUAL Y OPERACIONAL)...	22
1.4.3.2 Variables dependientes.....	22

	Pág.
1.4.3.3 Operalización de variables.....	22
1.5 METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.....	22
1.5.1 Tipo y nivel de investigación.....	22
1.7 METODO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACION.....	23
1.7.2 Diseño de la investigación.....	23
1.5.1.1 Preexploración.....	23
1.5.1.2 Exploración.....	23
1.5.1.3 Evaluación.....	24
1.5.2 POBLACION Y MUESTRA DE LA INVESTIGACION.....	24
1.5.3 TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS	25
1.5.4 JUSTIFICACION, IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACION.....	25
CAPITULO II. MARCO TEORICO.....	28
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	28
2.2 BASES TEORICAS.....	34
2.2.1 Planeamiento minero.....	34
2.2.1.1 Planificación a largo plazo.....	36
2.2.1.2 Planificación a mediano Plazo.....	36
2.2.1.3 Planificación a corto plazo.....	37
2.2.2 Elección del método de explotación.....	41
2.2.2.1 Características Geográficas.....	41
2.2.2.2 Características Geológicas y Físicas del Yacimiento.....	41
2.2.2.3 Condiciones Económicas.....	42
2.2.3 PLAN ESTRATEGICO.....	42
2.2.4 Plan estratégico como empresa.....	43
2.2.5 Propósitos de llevar un planeamiento estratégico.....	44
2.2.6 Importancia del planeamiento estrategico.....	45
2.3 DEFINICION DE TERMINOS BASICOS.....	45
2.3.1 Descripción de las actividades del proyecto por etapas.....	47
2.3.1.1 Planificación.....	47
2.3.1.2 Construcción.....	47

	Pág.
2.3.1.3 Operación o explotación.....	48
2.3.1.4 Decapéo.....	48
2.3.1.5 Desbroce.....	48
2.3.1.6 Poza de Sedimentación.....	49
2.3.1.7 Transporte de relaves filtrados.....	49
CAPÍTULO III INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....	50
9.1 UBICACIÓN DEL PROYECTO.....	50
9.1.1 Accesibilidad.....	51
9.1.2 Temperatura.....	52
9.1.3 Precipitación.....	52
9.1.4 Humedad relativa.....	53
9.1.5 Evaporación.....	54
9.1.6 Velocidad y dirección del viento.....	55
9.1.7 Radiación solar.....	56
9.2 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA.....	57
9.2.1 Topografía.....	57
9.2.2 Fisiografía.....	58
9.3 MARCO GEOLÓGICO.....	59
9.3.1 Geomorfología.....	59
9.3.2 Zonas de depósitos morrenicos y bofedales.....	59
9.3.3 Zonas altas cumbres disectadas.....	60
9.3.4 Zonas de desfiladeros y escarpas.....	60
9.3.5 Zonas bajas inundables esporádicamente.....	61
9.3.6 Zonas de abanicos aluviales.....	61
9.4 GEOLOGÍA REGIONAL.....	62
9.4.1 Estratigrafía.....	62
9.4.2 Formación Sencca.....	63
9.4.3 Grupo Barroso.....	64
9.4.4 Formación Alpabamba.....	64
9.4.5 Grupo Tacaza.....	65

	Pág.
9.4.6 Rocas Intrusivas.....	66
9.4.6.1 Andesita-Porfirítica con Alteración Serícitica.....	66
9.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	67
9.5.1 Fallas Distritales Sector Uchuro Pintapata (NW-SE).....	68
9.5.1.1 Falla Corteza.....	68
9.5.1.2 Falla Liman.....	68
9.5.1.3 Falla delta.....	69
9.5.2 Fallas Distritales Sector Uchuro Pintapata (NE-SW).....	69
9.5.2.1 Falla Gama.....	69
9.6 TECTÓNICA Y METALOGÉNICA.....	70
9.6.1 Modelo Estructural.....	70
9.6.2 Estructuras Regionales.....	72
9.7 CONTROL ESTRUCTURAL- MAPAS.....	73
9.7.1 Exploración.....	73
9.7.2 Mineralización.....	74
9.7.3 Alteración Sector Uchuro Falho y Liman.....	77
9.8 PERFORACIÓN.....	77
9.8.1 Jumbos de Perforación.....	79
9.8.2 Programa de Perforación DDHs.....	79
9.9 ESTUDIOS GEOFÍSICOS.....	82
9.9.1 Magnetometría y Resistividad.....	82
9.9.2 Magnetometría realizada por CMH.....	83
9.9.3 Trabajos geológicos.....	83
9.9.4 Control de Calidad (QC).....	83
9.10 RECURSOS Y RESERVAS MINERALES.....	86
9.10.1 Recurso mineral.....	87
9.10.2 Recurso inferido.....	87
9.10.3 Recurso indicado.....	87
9.10.4 Recurso medido.....	88
9.11 RESERVAS MINERALES.....	90

	Pág.
9.11.1 Reservas Probables.....	90
9.11.2 Reservas Probadas.....	91
9.11.3 Reservas Posibles.....	91
9.12 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO.....	91
9.13 MÉTODO CUT AND FILL.....	94
9.13.1 Método de corte y relleno.....	94
9.13.2 Métodos aplicables al yacimiento.....	94
9.13.3 Elección de método de minado.....	95
9.13.3.1 Recursos minerales.....	95
9.14 PRODUCCIÓN SEGÚN TAYLOR.....	95
9.14.1 Costos de operación (Opex).....	96
9.14.2 Costos de capital (Capex).....	96
9.14.3 Pruebas Metalúrgicas.....	99
9.15 GEOMECÁNICA EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO.....	101
9.15.1 Componentes de la masa rocosa.....	102
9.15.1.1 Roca o material rocoso:.....	102
9.15.1.2 Masa Rocosa.....	102
9.15.1.3 Roca Fragmentada.....	102
9.15.1.4 Discontinuidad.....	102
9.15.1.5 Sistema de Clasificación Q (NGI).....	104
9.15.1.6 Clasificación de DEERE o RQD (1964).....	105
9.15.1.7 Clasificación de Bieniawski (1984, 1976, 1989).....	106
9.15.2 RMR = Rock mass rating.....	106
9.15.2.1 Clasificación geomecánica RMR.....	106
9.15.2.2 RQD (Rock Quality Designation).....	106
9.15.2.3 Resistencia a la compresión simple.....	107
9.15.2.4 Espaciamiento de las discontinuidades.....	107
9.15.2.5 Condiciones de las discontinuidades.....	107
9.16 GEOMECÁNICA EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO.....	108
9.16.1 Procesamiento y clasificación RQD de vetas y rocas.....	109
9.16.2 Características geotécnicas de la estructura del mineral.....	111

	Pág.
9.16.2.1 Roca excelente.....	111
9.16.2.2 Roca regular.....	111
9.16.2.3 Roca mala.....	112
9.16.3 Método de minado.....	112
9.16.4 Descripción del método de minado.....	114
9.16.4.1 variante breasting.....	114
9.16.5 Diseño del desarrollo y preparación mina.....	116
9.17 DISEÑO DEL MÉTODO DE MINADO.....	119
9.17.1 Relleno de mina.....	121
9.17.1.1 Ventilación.....	122
9.17.1.2 Ventilación Natural.....	123
9.17.2 Requerimiento de agua para mina.....	126
9.17.3 Equipos que se requiere interior mina.....	126
9.17.4 Desarrollo y preparación de la mina.....	127
9.17.5 Cálculo aproximado en producción de mina.....	128
9.17.6 Descripción básica de las operaciones de explotación.....	129
9.17.7 Personal requerido en esta Área.....	131
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	136

LISTADO DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Operalización de variables	22
Tabla 2 Planificación	47
Tabla 3 Construcción	48
Tabla 4 Operación del proyecto	48
Tabla 5 Accesibilidad para llegar al proyecto	51
Tabla 6 Accesibilidad para llegar al proyecto	52
Tabla 7 Evaporación mensual promedio	53
Tabla 8 Rangos de temperatura y humedad relativa	54
Tabla 9 Tabla de temperatura máxima y relativa	54
Tabla 10 Evaporación mensual promedio	55
Tabla 11 Pan evaporación mm	55
Tabla 12 Velocidad del viento	56
Tabla 13 Velocidad y dirección del viento	56
Tabla 14 Radiación solar	56
Tabla 15 Radiación solar promedio	57
Tabla 16 Compósitos geoquímicos de las vetas	74
Tabla 17 Vetas principales	75
Tabla 18 Interceptas de perforación con promedios ponderados	81
Tabla 19 Coeficientes de Correlación en Muestras de Perforación	81
Tabla 20 Relación de estándares utilizados	84
Tabla 21 Resultado de ensayo de muestras de la cantera de blancos	85
Tabla 22 Enumeración de las vetas que forman parte del proyecto	89
Tabla 23 Geometría del yacimiento, aceptable y óptimo	94
Tabla 24 Resumen de costo de operación total BECOF).....	94
Tabla 25 Inventario General de Recursos Estimados	95
Tabla 26 Recursos minerales del proyecto esperanza	95
Tabla 27 Producción según Taylor Producción anual	96
Tabla 28 Producción según Taylor	96
Tabla 29 Costos de operación estimados según el método de minado ...	96

	Pág.
Tabla 30 Costos de capital estimados según el método de minado	97
Tabla 31 Margen económico unitario entre métodos de minado	97
Tabla 32 Resumen recuperación y eficiencias para 350 TMSD	100
Tabla 33 Personal requerido en planta	101
Tabla 34 Puntaje según el valor del RQD	106
Tabla 35 Puntaje según resistencia a la Compresión Simple	107
Tabla 36 Puntaje según espaciamiento de discontinuidades	107
Tabla 37 Puntaje según las condiciones de las discontinuidades generaliz.	107
Tabla 38 Calidad de roca en función al RQD	109
Tabla 39 Resumen de los valores de RQD de las rocas	110
Tabla 40 Resumen de los valores de RQD de las rocas	110
Tabla 41 Metraje e inversión de preparación mina: Corte y relleno	113
Tabla 42 Comparación de inversiones en infraestructura mina	113
Tabla 43 Definiciones del método de minado	114
Tabla 44 Descripción de las labores de desarrollo y preparación.....	119
Tabla 45 Requerimiento de aire según reglamento de seguridad	124
Tabla 46 Requerimiento de aire comprimido interior Mina	126
Tabla 47 Rendimientos asumidos de los equipos	127
Tabla 48 Reporte total de Reservas minables	128
Tabla 49 Rendimiento de producción según potencia	130
Tabla 50 Personal requerido en esta área de minado	132

LISTADO DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 Mapa de las comunidades del proyecto esperanza.....	3
Figura 2 Procesos de planeamiento.....	38
Figura 3 Consecuencias adversas.....	41
Figura 4 Procesos de planeamiento.....	45
Figura 5 Mapa de ubicación del proyecto esperanza.....	51
Figura 6 Proceso para formación de yacimiento, tipo baja sulfuración...	70
Figura 7 Intersecciones de falla liman E-W y beta liman.....	71
Figura 8 Jumbo de perforación.....	79
Figura 11 Ensayo de laboratorio.....	103
Figura 12 Figura de RQD	108
Figura 13 Infraestructura mina y topografía.....	117
Figura 14 Vista Frontal de la Infraestructura (frente).....	117
Figura 15 Vista en planta de la infraestructura.....	118
Figura 16 Vista de labores de desarrollo y preparación mina.....	118
Figura 17 Diseño de tajo estándar.....	120
Figura 18 Infraestructura y Vetas 5, 8, 13, 16 y 20.....	121
Figura 19 Ventilación en mina.....	125
Figura 20 Vista de diseño de chimenea de salida de emergencia.....	125
Figura 21 Vista de tajos de la veta principal Corteza A.....	130

LISTADO DE FOTOS

	Pág.
Foto 1 Quebrada chinchahuayco.....	58
Foto 2 Zona de morrenas y bofedales.....	59
Foto 3 Zona de altas cumbres disectadas.....	60
Foto 4 Desfiladeros Escarpas.....	61
Foto 5 Zona de abanicos aluviales.....	62
Foto 6 Discordancia entre cuarcitas de grupo yura y facies volcánicas....	63
Foto 7 Grupo barroso y formación Senca, formación Alpabamba.....	64
Foto 8 Formación Alpabanba – Sector Esperanza.....	65
Foto 9 Grupo Tacasa – Sector Uchuro.....	66
Foto 10 Alteración de plagioclasas y minerales Serisitas derivadas.....	67
Foto 11 Agregados de los moldes de los fenocristales.....	67
Foto 12 Ortofoto del área estudiada, zona Uchuro Pintapata.....	74
Foto 13 Veta Corteza Ramal E, sector de Uchuro, (vista al Sur).....	76
Foto 14 veta falho norte sistema mineralización E-W.....	77
Foto 15 Perforación sobre Veta Corteza, sector de Uchuro.....	80

RESUMEN

La presente investigación está enfocada en una propuesta de planeamiento de minado del Proyecto Esperanza, con una ley de cabeza que está constituido principalmente por sulfuros tales como galena, esfalerita y calcopirita, el objetivo es elaborar el plan de explotación para el mayor aprovechamiento de las reservas, ya que cuenta con una mina subterránea, localizada en la provincia de Oropesa, distrito de Anta bamba, departamento de Apurímac (Perú), en altitudes que van desde 4500 a 5,200 msnm. Con las coordenadas del punto de referencia, Longitud Oeste: 72° 29' 36", Latitud Sur: 14° 34' 33" y las coordenadas de UTM correspondientes Este: 770 100, Norte: 8 387 000 Zona: 18, datum: P'SAD 56 Altitud. La última parte consta de la secuencia del desarrollo, preparación y explotación de mina, este estudio se enfoca principalmente en la zona de Uchuro, donde se encuentra emplazada la veta corteza, que se pudo determinar a través del software minero, también se realizó la estimación de los recursos, se utilizó información espacial y analítica de 94 sondeos realizados por, compañía Consorcio Minero Horizonte (CMH) y 26 de Meridian. Para el modelamiento de las estructuras se usó interpretación geológico – estructural del proyecto esperanza, moldeadas 20 estructuras, de las cuales solo se usaron 17 para el cálculo de recursos. Asimismo, se estima una vida de la mina de 5 años, de acuerdo a las reservas del proyecto.

En el capítulo de Infraestructura se describe la generación y distribución de energía eléctrica, asimismo el depósito de relaves, cómo servicios generales (campamentos, accesos, infraestructura) del proyecto. Es importante señalar, en este aspecto, que la generación de energía eléctrica se realizará únicamente mediante grupos electrógenos. Cabe resaltar que el depósito será para relaves filtrados. Por último, se muestra un cronograma de desarrollo del proyecto, en donde se enumera las actividades a realizarse.

ABSTRACT

The present investigation is focused in a proposal of planning of mining of the Proyecto esperanza, with a law of head that is constituted mainly by sulfides such as galena, sphalerite and chalcopyrite, the objective is to elaborate the exploitation plan for the greater use of the reserves, since it has an underground mine, located in the province of Oropesa, district of Antabamba, department of Apurímac (Peru), at altitudes ranging from 4500 to 5,200 meters above sea level. With the coordinates of the reference point, West Longitude: $72^{\circ} 29' 36''$, South Latitude: $14^{\circ} 34' 33''$ and the corresponding UTM coordinates East: 770 100, North: 8 387 000 Zone: 18, datum: P 'SAD 56 Altitude. The last part consists of the sequence of mine development, preparation and exploitation, this study focuses mainly on the Uchuro area, where the bark vein is located, which could be determined through mining software, the estimate was also made Of the resources, spatial and analytical information was used from 94 surveys conducted by Consorcio Minero Horizonte (CMH) and 26 from Meridian. For the modeling of the structures, a geological - structural interpretation of the hope project was used, 20 structures were molded, of which only 17 were used to calculate resources. Likewise, a life of the mine of 5 years is estimated, according to the reserves of the project.

The chapter on Infrastructure describes the generation and distribution of electrical energy, as well as the tailings deposit, as well as the general services (camps, accesses, infrastructure) of the project. It is important to note, in this aspect, that the generation of electric power will be carried out only by generating sets. It should be noted that the deposit will be for filtered tailings. Finally, a chronogram of the development of the project is shown, where the activities to be carried out are listed.

INTRODUCCIÓN

El Proyecto Esperanza se encuentra ubicado en el distrito de Oropesa –región Apurímac, este proyecto por las características geológicas, mineralógicas y el distanciamiento de las vetas, se plantea una explotación por el método de corte y relleno ascendente, se propone además explotar el mineral mediante tajadas horizontales desde la parte inferior y avanzando hacia la parte superior, posteriormente este material es cargado y transportado fuera del tajo, el espacio vacío será relleno por material estéril que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente.

El estudio planificará el diseño de las galerías de producción para recuperar tales reservas y se plantea el esquema de ventilación más adecuado para la zona de trabajo, La geología del área en estudio es una parte importante del presente trabajo, ya que nos da a conocer las características de la estructura que se va plantear al explotar.

La actividad minera del Proyecto Esperanza estará centrada en explotar plata (Ag) y Oro (Au), con una producción de 350 Tn/día y con bajos costos de operación teniendo en cuenta el cut off operacional adecuado, que permita trabajar leyes bajas de mineral basado en un sistema de producción.

Con una buena planificación operativa y con metas programadas se lograra elevar la capacidad de la planta metalúrgica a 500 Tn/día y mejorar los ingresos económicos de la empresa trayendo consigo un mejor bienestar social y económico que contribuyendo al desarrollo de las comunidades.

El presente trabajo propone la explotación de reservas, cuya planificación y diseño considera que la veta corteza contiene el 50% de mineral con presencia alta ley de plata (Ag), en la zona norte y sur, y se planea un plan de producción alternativo más eficiente gracias a un software minero

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Los planes de mina se actualizan constantemente para responder a los problemas, en el negocio minero se evalúan distintas alternativas después de elegir los métodos a las que son más viables y que responden mejor a los objetivos de la empresa, para luego definir las e implementarlas, a través de un análisis, decisión e implementación estratégica que permite a la Empresa aumentar la vida del proyecto para obtener utilidades mayores, para una producción es necesario aplicar un plan de minado adecuado en las operaciones de explotación, obtener mejor productividad, superar metas de producción anual y utilizar el aprovechamiento del mineral en forma controlada que no afecte el medio ambiente, Sabino Carlos A. 2012.

La producción del Proyecto Esperanza tiene una planificación en aumentar sus operaciones, con la finalidad de incrementar a 500 toneladas diarias de mineral, trabajando con el mismo sistema, no se puede emplear otro método por el tipo de roca existente en la zona, se hizo varios sondeos para otros mecanismos el cual no fue suficiente. Según los estudio de 35 taladros proporcionados en la base de datos del Proyecto Esperanza, se analizó la roca y cuerpo mineralizado, Sabino Carlos A. 2012.

Debido que los demás métodos se dejarían gran cantidad de mineral sin recuperar y la producción tendería a bajar, se requiere de muchos mecanismos, el personal estaría expuesto a varios riesgos, el sistema no estaría de acuerdo con el tipo de roca, por estos y varios motivos no se optaron los demás mecanismos, Bárbara Ponce 2012.

A inicios del Proyecto la Empresa vio varias alternativas entre ellos fue “cámaras de almacén”, que se utilizara el mineral arrancado como apoyo para avanzar en las explotaciones, se extrae un porcentaje de mineral esponjado después de la voladura, y solo cuando alcanza la base del pilar de protección por debajo del nivel superior se puede vaciar la cámara completamente. El otro método es “Cámaras y Pilares” que consiste en dejar unas columnas de soporte del mismo mineral para el sostén del techo y así poder evitar algunos derrumbes de las cámaras de explotación, por ninguno de estos 2 métodos se optó, por el tipo de roca existente en la zona y el distanciamiento de las vetas, que no es el adecuado para los métodos mencionados. Bárbara Ponce 2012.

1.1.1 Delimitación espacial

El proyecto Esperanza se ubica en el distrito de Oropesa, en la provincia de Antabamba - Región Apurímac. El yacimiento mineral se ubica en las hojas de Chulca (30-q) y Cayarany (30-r). La coordenada geográfica del punto central de referencia es:

La coordenada UTM correspondiente es:

Este: 770 100, Norte: 8 3187 000.

Zona: 18, Datum: P'SAD 56.

Altitud: De 4 600 a 5 100 m.s.n.m.

1.1.2 Delimitación social

La propiedad corresponde a predios de la comunidad campesina de Totorá Oropesa, la cual abarca un perímetro de 187,816.35m y un área superficial de 85,285 has, incluye y propiedades exploraciones y tendencia de la concesión minera, obtención de licencias acuerdos convenios y regalías.



Figura 1: Mapa de las comunidades del proyecto esperanza

1.1.3 DELIMITACION TEMPORAL

El estudio se llevará a cabo desde el mes de Noviembre del 2017 hasta setiembre del 2018.

1.1.4 DELIMITACION CONCEPTUAL

Previamente se cuenta con un informe realizado por BISA (Buenaventura Ingenieros S.A.), donde se presenta un estudio a nivel conceptual del Proyecto Esperanza, la información necesaria fue proporcionada por Consorcio Minero Horizonte (CMH). Este

estudio se enfoca principalmente en la zona de Uchuro, donde se encuentra emplazada la veta corteza, principal estructura mineralizada.

1.2 PROBLEMAS DE LA INVESTIGACION

1.2.1 Problema principal

¿En qué medida el método de explotación corte y relleno ascendente, tendrá incidencia en la propuesta del planeamiento minero del Proyecto Esperanza del distrito de Oropesa, en la provincia de Antabamba - región Apurímac, durante el año 2018?

1.3.2 Problema secundario

¿El método de explotación corte y relleno ascendente permitirá la explotación de Au y Ag en el Proyecto Esperanza, del distrito de Oropesa, en la provincia de Antabamba - región Apurímac, durante el año 2018?

¿El planeamiento minero permite definir La aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente, del Proyecto Esperanza del distrito de Oropesa, en la provincia de Antabamba - región Apurímac, durante el año 2018?.

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.3.1 Objetivos generales

Para lograr la propuesta del planeamiento minero y la aplicación del método corte y relleno ascendente, que permita adecuadamente la explotación del yacimiento minero de manera rentable, del Proyecto Esperanza distrito de Oropesa –región Apurímac, durante el año 2018.

1.3.2 Objetivos específicos

Identificar si la propuesta del planeamiento minero permite lograr un adecuado proceso en el método de explotación, del Proyecto Esperanza, del distrito de Oropesa - región Apurímac, durante el año 2018.

Determinar si la aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente será el óptimo, en el Proyecto Esperanza, del distrito de Oropesa - región Apurímac, durante el año 2018.

1.4 HIPOTESIS Y VARIABLES DE LA INVESTIGACION

1.4.1 Hipótesis general

La Propuesta del Planeamiento Minero por el método de corte y relleno ascendente, permite optimizar la explotación de los recursos minerales que tiene el proyecto Esperanza del distrito de Oropesa - Región Apurímac, durante el año 2018.

1.4.2 Hipótesis secundaria

La aplicación de explotación por corte y relleno ascendente permitirá el método adecuado para una propuesta del planeamiento Minero, del Proyecto Esperanza distrito de Oropeza – región Apurímac, durante el año 2018.

La aplicación del método corte y relleno ascendente del Planeamiento minero, se empleara adecuadamente de acuerdo a la geomecánica en la explotación del recurso mineral del Proyecto Esperanza, del distrito de Oropesa- región Apurímac, durante el año 2018.

1.4.3 VARIABLES (DEFINICION, CONCEPTUAL Y OPERACIONAL)

1.4.3.1 Variable Independiente

Método de explotación corte y relleno ascendente

1.4.3.2 Variables dependientes

Planeamiento minero

1.4.3.3 Operalización de variables

Tabla 1
Operalización de variables

Variable	Tipo de variable	Definición Conceptual	Definición Operacional	Indicadores	Unidad de medida
Método de explotación corte y relleno ascendente	Independiente	Es cortado en tajadas horizontales, comenzando de abajo, cuando se ha escavado completamente, el vacío se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo.	Producción	Gr/Tn	Calculo de reserva
			Área	Km2	GPS.wincha
			Perímetro	Km	GPS.Wincha
			Desnivel	msnm	GPS
Planeamiento minero	Dependiente	Planeamiento es Determinar los mejores medios, para alcanzar los objetivos y las posibles soluciones, y se debe mostrar que dicho proyecto sea viable.	Corto plazo	1 año	tiempo
			Mediano plazo	1 a 3 años	Tiempo
			Largo plazo	5 años a mas	Tiempo
			Costos (\$)	msnm	Cálculos financieros

1.5 METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

1.5.1 Tipo y nivel de investigación

Tipo de Investigación

La investigación es del tipo descriptivo porque determina el grado de relación entre la propuesta de un Planeamiento Minero y la aplicación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente.

Nivel de la Investigación

La investigación es sección, correlacional, causal porque se busca las causas que originaron, y su finalidad es estudiar el comportamiento de una de sus variables, y plantear una relación causa efecto.

1.7 METODO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.7.1 Método de la Investigación

El presente trabajo de investigación es cuantitativo inferencial.

1.7.2 Diseño de la investigación

El diseño de investigación es no experimental, por qué no se va a manipular datos.

1.5.1.1 Preexploración

Es determinar si una zona concreta normalmente de gran extensión, presenta posibilidades de que exista un tipo determinado de yacimiento mineral. Esto se establece en función de la información de que disponemos sobre ese tipo de yacimiento y sobre la geología de la región de estudio. Suele ser un trabajo fundamentalmente de gabinete, en el que contaremos con el apoyo de información bibliográfica, mapas, fotos aéreas, imágenes de satélite.

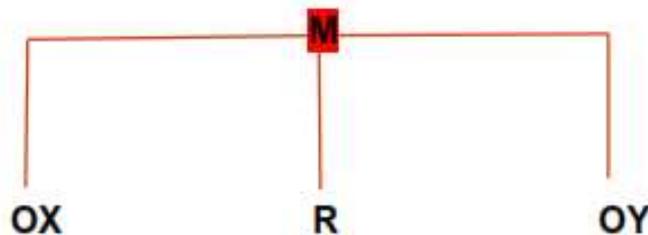
1.5.1.2 Exploración

Una vez establecidas las posibilidades de la región estudiada, se pasa al estudio sobre el terreno. En esta fase aplicaremos las diversas técnicas disponibles para llevar a cabo de forma más completa posible el trabajo y dentro de las posibilidades presupuestarias del mismo.

1.5.1.3 Evaluación

Una vez que hemos detectado una mineralización de interés minero, es decir, en la que observamos caracteres que permiten suponer que pueda llegar a ser explotada, pasamos a llevar a cabo su evaluación o valoración económica. A pesar de lo que pueda parecer, los datos de ésta no son aún concluyentes, y debe ir seguida, en caso de que la valoración económica sea positiva, de un estudio de viabilidad, que contemple todos los factores geológicos, mineros, sociales, ambientales, que pueden permitir que una explotación se lleve a cabo.

ESQUEMA



Dónde:

M = Muestra: Concesión Proyecto Esperanza

R = Relación.

OX = Variable 1: DEPENDIENTE, Planeamiento de minado.

OY= Variable 2: INDEPENDIENTE, plan de mejoramiento de la Productividad del Proyecto Esperanza.

1.5.2 POBLACION Y MUESTRA DE LA INVESTIGACION

Población

Yacimiento mineralógico, que tienen las muestras de rocas y minerales del Proyecto Esperanza del distrito de Oropeza región Apurímac.

Muestra

El yacimiento del Proyecto Esperanza.

1.5.3 TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS

Técnicas

Las técnicas que se emplea para la recolección de información serán:

Observación directa.

Análisis documental.

Instrumentos

Lista de cotejo

Entrevistas

1.5.4 JUSTIFICACION, IMPORTANCIA E LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION

Justificación

El Planeamiento de Minado organiza las operaciones y minimiza los costos operacionales. La planificación de largo plazo es de gran complejidad, abarcando muchas variables y restricciones que interactúan en forma sistemática, por tanto su estudio debe dar mejoras continuas, consiste en especificar cada aspecto de las inversiones y de la producción de la mina y planta metalúrgica, incluyendo tecnología, insumos, forma de procesar y calendarizar la extracción.

Al hacer un estudio de planeamiento de minado en minería subterránea se tiene en cuenta varios parámetros, para poder desarrollar sin ningún inconveniente dentro de los cuales está el presupuesto, que es de suma importancia para que un proyecto sea ejecutado en seguida la geomecánica, después de analizar lo planteado se tomaría previo estudio general del proyecto tanto económico como técnico, y la finalidad de todo proyecto minero es extraer el mineral de la zona en

estudio, se hace con el objetivo de comercializar los metales ya sea nacional o internacional, que es de beneficio directamente para la empresa y los trabajadores , en seguida las comunidades cercanas al proyecto.

Un buen estudio del Planeamiento de minado conlleva a un adecuado diseño minero para extraer el mineral, ya que se realiza un análisis técnico-económico, cuyo objeto principal es obtener rendimientos óptimos a menores costos; y una correcta aplicación de la planificación minera, hace que se ejecuten las actividades de extracción del mineral y el cierre, de acuerdo con las leyes implantadas a favor del medioambiente, logrando así mínimos impactos ambientales.

Importancia

La importancia de la presente investigación se orienta a proponer un plan de minado estratégico, para mejorar la producción de la empresa y proyectar la vida de la mina a lo largo plazo, ya que conocer su factibilidad económica es trascendente, el estudio es rentable porque no necesita de evaluaciones complejas, con un planeamiento adecuado de minado se dará solución al problema de la productividad, porque se tendrá un mejor análisis de procesos y se duplicará los ingresos anuales. Reyes P, 120.

El software minero nos permite validar y transformar los datos mineros en planes operativos, porque facilita el cálculo de factores que intervienen en el problema de la productividad como avances por día, la estimación de tiempos y de las actividades, ya que es manejada por una base de datos. Reyes P, 120.

Es trascendental, que la zona de estudio sea viable operacionalmente, ya que en ella se realizaran técnicas de observación para describir los fenómenos que se dan a diario, lo que a su vez genera un ritmo constante de minado, es importante que se disponga de tiempos

operativos adecuados para cumplir con el ciclo de minado. Reyes P, 120.

Limitaciones

Escaso presupuesto para realizar algunos análisis detallados.

No se obtuvieron una buena información en los permisos requeridos.

CAPITULO II. MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1 Antecedentes internacionales

Sepúlveda (2013). En su Tesis, Planeamiento de Minado mediante Optimización Estocástica. Universidad Nacional de Colombia. Dentro de su objetivo es desarrollar un modelo para la planificación óptima de la explotación minera. Manifiesta que dentro de los procesos de la planificación minera de los yacimientos minerales en Colombia no hay evidencias de la utilización de herramientas para la toma de decisiones más sofisticadas. La metodología utilizada se estableció teniendo en cuenta el proceso de Planificación en minería es básicamente un problema de optimización que puede ser resuelto mediante la utilización de programación lineal. Se concluye que los modelos de simulación y optimización mejoran la Planificación Optima; es posible identificar las variables claves y las incertidumbres asociadas en el proceso de Planificación.

Rojas (2013). En su Tesis. Planeamiento Subterráneo mediante Corte y Relleno Ascendente. Magíster en Ciencias de la Ingeniería, de la Universidad de Colombia, manifiesta que es sumamente rentable, que se trabaje minerales con alta ley y los minerales con baja ley se pueden dejar

.La metodología está basada en opciones reales que permitirá detectar grandes resultados en la Planificación a largo plazo, y está asociado al valor del proyecto al ser evaluado de forma determinística, de esta manera la volatilidad del mercado y la flexibilidad que se puede presentar en el desarrollo de los proyectos, del otro lado podríamos hablar que está asociado al precio de venta con los metales. El objetivo es elegir un método con bajos costos. Se concluye no es la monitorización de los problemas lo que contribuye a encontrar las soluciones, si no la ejecución de los planes propuestos desde las diferentes áreas del conocimiento lo que aumentará el bienestar común y hará que los proyectos contribuyan a la sostenibilidad del sistema.

Naranjo (2013). En su Tesis. Investigación sobre un Diseño Optimo en Minería Subterránea de la Universidad Politécnica de Madrid, específicamente con el método Sublevel Stopping, que tiene como objetivo la generación e implementación de un modelo que permita la obtención del mineral, con el fin de maximizar el beneficio asociado a la extracción de los metales. La aplicación de este método exige buenas condiciones de estabilidad tanto de la roca mineralizada como de roca circundante. No requiere de la utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzo. Las galerías de producción es la base de los caserones, se fortifican por lo general, mediante pernos cementados y malla de acero, incluso shotcrete, atendiendo a las condiciones locales de la roca. En los subniveles de perforación se puede utilizar elementos de refuerzo provisionales cuando las condiciones de la roca así lo requieran. El mayor volumen y complejidad de los desarrollos es compensado por la mayor eficiencia de las operaciones. La perforación, tronadura y la extracción del mineral son operaciones que se pueden ejecutar de modo independiente entre sí. Permite la utilización intensiva de equipos mecanizados de gran rendimiento; vale decir, pocas unidades con escaso personal. Se puede obtener así una alta productividad en un

sector concentrado de la mina. En el marco de esos límites pueden quedar incorporados sectores de alta ley como así mismo quedar excluidos otros de baja ley. En este sentido el método SLS es poco selectivo, especialmente en su versión moderna LBH. El conocimiento riguroso y la interpretación adecuada del modelo geológico del yacimiento son factores claves para el éxito de la aplicación de este método; conjuntamente con un cuidadoso control del trazado de los diagramas de tronadura. La metodología será mediante el método sublevel Stoping y está basado en diseñar una propuesta de planificación y un plan anual de seguridad en el Trabajo. Se concluye que Los resultados reflejan la eficacia del modelo lineal ya que permite asegurar la optimización del mineral y maximizar el beneficio.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

Vicente, S. (2013). En su Tesis. Planeamiento en Concesión Minera no Metálica mediante el método de explotación de Tajo Abierto. Cantera Dean Pampa ubicado en el distrito de Tambillo, provincia de Huamanga departamento de Ayacucho, el objetivo es realizar un plan de minado que contenga los parámetros de diseño, construcción e implementación de la operación minera del proyecto, el cual se realizara mediante el método de explotación de Tajo Abierto. lo que se ha considerado trabajos de movimientos de tierra y rocas, en la explotación, la metodología será mediante bancos y taludes artificiales ya que es necesario conocer la caracterización geológica y geotécnica con la finalidad de tener una operación minera eficiente. Este trabajo también presenta el DIA aprobado mediante RDR N° 030-2012-GRA-DREMA. Se concluye que teniendo en cuenta un estudio en los parámetros y haciendo un buen estudio en la geomecánica, la planificación será óptima.

Yáñez G. (2013). En su Tesis. Sostenimiento en Minería Subterránea y Ventilación. Establece que los problemas se presentan por falta de una mayor planificación, que fueron siendo abordados antes del siglo

XIX, que se empleaban sistemas bastante ingeniosos en el sostenimiento de minería subterránea, y al mismo tiempo aprovecha la ventilación natural producida por la diferencia de nivel y cambios de temperatura. En la segunda mitad del siglo XX se comenzaron a hacer varios estudios para desarrollar los mecanismos de sostenimiento. Estos sostenimientos eran exclusivamente para los trabajos en minería subterránea ya sea pequeña, mediana y grande minería, también desarrollaron los ventiladores de flujo axial, en la actualidad han sido mejorados sustancialmente, ya que existen muchas minas en producción que se ventilan gracias a un buen estudio de los ventiladores axiales. Propone una metodología subterránea para un buen estudio en sostenimiento y la identificación de los factores de riesgos. La minería Chapí ubicado en Moquegua desarrolló actividades subterráneas en donde había poca ventilación y la probabilidad de que no se controle adecuadamente la atmosfera de la mina, presentando un ambiente contaminado para los trabajadores, y la baja producción en la empresa y los riesgos pudieron estar más latentes, por ese motivo se emplearon los ventiladores axiales, el objetivo es elegir un tipo de sostenimiento estable y tener áreas ventiladas. En conclusión para un buen desarrollo en interior mina el aire debe estar distribuido adecuadamente, y la posibilidad de mantener en buenas condiciones las diferentes áreas de trabajo y para todo el personal, quienes trabajan en ellas y también para los equipos que se utilicen.

Mujica (2014). En su Tesis. Seguridad en Riesgos Laborales de Minería a gran escala en Etapas de Prospección – Exploración de Metales y Minerales en la Región Sur-Perú. La seguridad es de vital importancia y juega un papel primordial en minería subterránea, tanto en el método de corte y relleno ascendente como en los demás métodos, consiste en implementar el sistema de gestión y seguridad en el trabajo (QHSE), perteneciente al sector de la mecánica de rocas basado en la norma OHSAS, tiene como objetivo mejorar el desempeño en SST como organización en todas sus actividades de

producción de bienes y servicios, para transformar en una institución socialmente sostenible. El marco metodológico es de tipo descriptivo al preocuparse primordialmente por describir las causas que pueden ocasionar en una minería subterránea, utilizando criterios sistemáticos para descifrar los elementos de la naturaleza y prevenir los riesgos que pudieran ocasionar.

Se trata de un tipo de investigación centrada en encontrar mecanismos o estrategias que permitan lograr un objetivo concreto, para que dicho proyecto sea viable y optar por un método más seguro que pueda ser rentable, se concluye que se debe implementar el sistema de gestión en el trabajo, que permita plantear normas como (QHSE) y mejorar como empresa, basado en la norma internacional (OHSAS), y el desempeño en SST como organización.

2.1.3 Antecedentes locales

Quispe (2014). En su Tesis. Planeamiento de Minado en roca caliza para la Sociedad Minera el Zarzal el cual empleara la roca (CaCO_3) como materia prima para la producción de cal ubicada en el distrito de Bambamarca, departamento de Cajamarca. Manifiesta que el Planeamiento de minado para el año 2016, se elaboró en base a las proyecciones de ventas para el año 2015 realizado por el departamento de costos y presupuestos. La metodología utilizada se tomó en cuenta de acuerdo al tipo de roca del lugar, para un buen proceso de planificación. Dentro de los objetivos de su trabajo está determinar los parámetros geológicos y geomecánica de la cantera, diseño de bancos. Concluimos que es factible la explotación de la cantera caliza por medio de bancos, las características geomecánicas de las rocas son de regular a buena lo que garantizaría la seguridad ocupacional.

Tacilla (2014). En su Tesis. Planeamiento Minero no Metálico de la Cantera Jesús ubicado en la localidad del mismo nombre en el departamento de Cajamarca, realiza el Planeamiento y Seguridad

Minera. Determina que la cantidad de reserva está formada por arenisca, que tiene múltiples usos, ya sea como material de construcción o la utilización en la fabricación del vidrio. Además, determina que la reserva calculada en la zona del proyecto es de aproximadamente 694 546.8413 TM, la metodología usada es a tajo abierto, utilizando bancos y que para la explotación se diseñarán bancos superficiales.

Las unidades volcánico Huambo y formación Cajamarca, intuida por un cuerpo ígneo de composición félsica, en su parte superior se tiene alteración supérgena el sombrero de hierro o “Gossan” funcionando como roca hospedante de la mineralización de cobre y oro. En conclusión da a conocer la producción y las reservas del proyecto.

Las reservas probadas estimadas son de 1 415 204.765 TM @ 3.7 Gr/Tn Au y 1.05 % Cu.

La producción anual estimada para el año 2016 es de 19 745.1 TM

La producción se realizará a un ritmo diario de 63.9 TM, en una escala de pequeña minería.

En función a los datos geomecánicos se calculara un talud de trabajo de 65° y un talud de pit final de 50°, mediante el análisis del modelo simulado en el software Slide, muestran condiciones favorables para la explotación con un factor de seguridad de 2.4.

Ricardo (2014). En su Tesis. Planeamiento de Minado Subterráneo. En la Minera san Nicolás Cajamarca se utilizan herramientas básicas para la extracción de minerales auríferos, debido a que en los últimos años, hay un aumento en el precio de los minerales con el objetivo de incrementar la producción.

También se avalúa el método a emplear y tecnologías más tecnificadas en sus operaciones mineras, porque se siguen trabajando con métodos empíricos, y adolecen de un mejor planeamientos de minado, no hay un mejoramiento adecuado y

proyección con programas de exploración eficientes, como optimización y recuperación metalúrgica, sistemas de gerencias modernos, sistemas de control de costos, implementación de seguridad para el personal. La investigación se basa en los estudios de herramientas y selección de los métodos a través de diferentes procedimientos basados en medición, que permita un mayor nivel de producción.

La metodología empleada para el diseño de tajos consistió primero en dimensionar de acuerdo al tipo de roca encajonante que en este caso se trata de metasedimentos competentes, con zonas de falla o alteraciones con lo que se determinó el ancho de los tajos, concluye que para un buen planeamiento es necesario tener en cuenta:

Tomar decisiones por anticipado y elegir un método adecuado, cuyo proceso determina que hacer y cómo hacerlo, antes de que se requiera la acción.

Sistema de decisiones que surge cuando el estado futuro que se desea alcanzar implica un conjunto de decisiones interrelacionados.

El Planeamiento es un proceso que se dirige a producir un estado que se desea y que no puede alcanzarse a menos que antes se emprenda la acción correcta.

Un buen Plan de Minado pretende evitar futuras acciones incorrectas; como reducir pérdidas y la evaluación correcta tanto en los costos como en la explotación.

2.2 BASES TEORICAS

2.2.1 Planeamiento minero

El Planeamiento Minero es un proceso bien meditado, mediante el cual establecemos una serie de pasos y parámetros a seguir antes del inicio de un proyecto, con el fin de obtener los mejores resultados posibles. Cabe destacar que debe realizarse

de forma metódica, estructurada y organizada, y de manera ampliada con diferentes actividades complementarias y pasos a seguir, que permite ejecutar planes de forma directa, los cuales serán supervisados,(Pérez, 2017).

Planeamiento, se entiende a la labor de especificar cuáles son las tareas que intervienen en un proyecto, su duración a corto, mediano y largo plazo, o la unidad de tiempo que convenga y como están interrelacionadas entre sí todas las tareas y su secuencia, y el diagnóstico de las posibilidades, mediante un proceso intelectual que consiste en el análisis integral de los factores de producción dentro de la empresa, sus limitaciones internas y externas; y todo aquel que guarda relación con la elección de un objetivo a lograrse(Munier,2013).

Características

El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo. La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características, (Velásquez, 2014).

Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.

Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).

Potencia moderada.

Límites regulares del yacimiento.

Tipos de planificación

2.2.1.1 Planificación a largo plazo

La Planificación de explotación a largo plazo es un mecanismo de control, el cual supone un esfuerzo por estimar el comportamiento futuro del yacimiento. Para iniciar cualquier proyecto de explotación es imprescindible elaborar un plan de explotación a largo plazo en el cual se realice una evaluación detallada de reservas para luego concretar el diseño de explotación final, (Armijo, 2013).

El desarrollo de un plan de explotación de minas a largo plazo, tiene como propósito concentrar las estrategias para el desarrollo global del yacimiento, a través de una secuencia de excavación óptima orientada a señalar la dirección lógica para el agotamiento de las reservas, y procurando lograr un desarrollo armónico en las operaciones mineras, en el marco de un mejor aprovechamiento, que maximice la recuperación de la mena y minimice la extracción de estéril, de acuerdo a las mezclas de mineral necesarias entre los sectores involucrados en el plan, para vender un producto confiable dentro de los parámetros exigidos de Calidad y al menor costo posible,(Armijo, 2013).

2.2.1.2 Planificación a mediano Plazo

La planificación de mediano plazo, por lo general, abarca un horizonte de tiempo anual y trianual, y produce planes de producción orientados a obtener las metas productivas en el corto plazo. Permite asegurar el presupuesto de operaciones y retroalimentar la planificación de largo plazo. Para una buena planificación de este tipo, se tiene en cuenta el ciclo a mediano plazo y la planificación estratégica. El horizonte temporal de estos objetivos no es muy lejano, por lo que generan motivación. Pero a la vez, como hemos dicho, su principal ventaja es que no son

bastante amplios como para que nos acerquen a la consecución de un fin mayor, (Grifol, 2014).

2.2.1.3 Planificación a corto plazo

Siendo estos planes por lo general de un año, lo que permite concretar las estrategias requeridas para alcanzar los límites finales de la excavación bajo las restricciones físicas, operativas y legales existentes al momento de la realización del plan. Durante el desarrollo a corto plazo recomienda tomar en cuenta algunos factores tales como, (Contreras, 2013).

Procedimientos de operación relacionados con capacidad de Producción.

Determinar cuál debe ser la secuencia de explotación más adecuada.

Diseñar la explotación de acuerdo a las características geotécnica

Conocer las capacidades existentes y proyectadas de minería y Procesamiento de mineral.

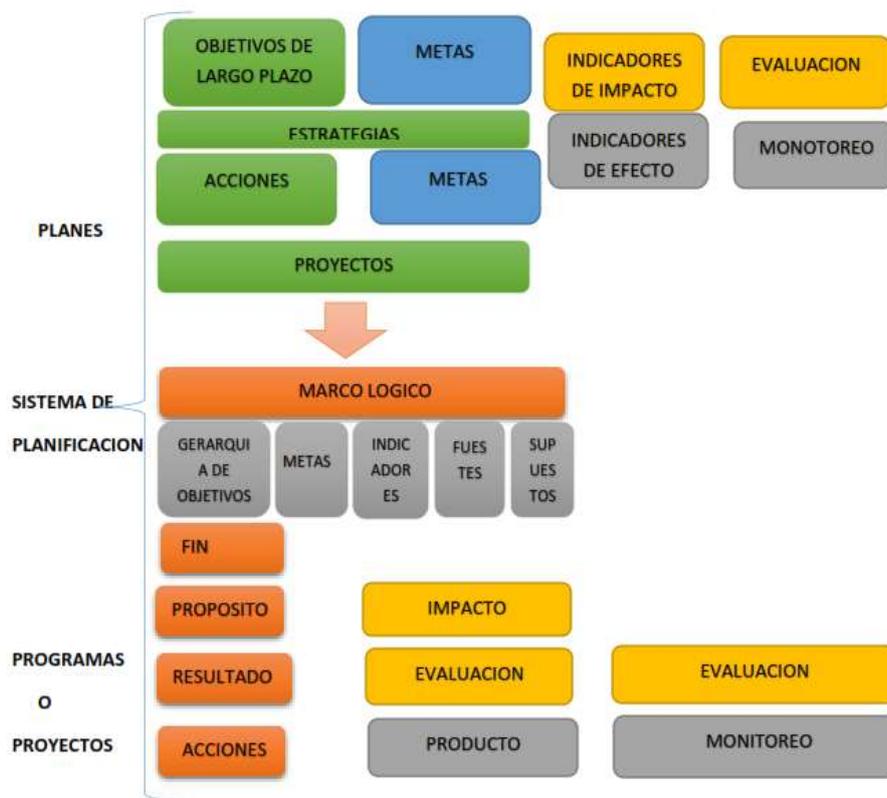


Figura 2: Procesos de planeamiento

Ventajas y desventajas de planeamiento minero

Ventajas

Todos los esfuerzos están apuntados hacia los resultados deseados para logra una secuencia efectiva.

Señala necesidad de cambios futuros en la empresa y los trabajadores.

Proporciona una base para el control, la planificación que es inseparables.

Dirige la atención hacia los objetivos, ayuda a tener siempre presente por parte de todos los componentes de la organización, (Augusto, 2014).

Desventajas

Limitación por la poca precisión de información y por la incertidumbre de los hechos futuros.

La planificación tiene un alto costo.

La planificación puede “ahogar” la iniciativa.

Puede demorar en algunos casos las acciones, (Prieto, 2014).

2.2.2 Método Corte y relleno ascendente

En este método de explotación el mineral es cortado en tajadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente. Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o rípios de las plantas de beneficio, e incluso, mezclas pobres de material particulado y cemento para darle mayor resistencia, (Valencia,2014).

Características

El método de Explotación corte y relleno ascendente se utiliza para yacimientos que poseen roca de caja (incompetente) y mineral de baja competencia (3B-5A) y en los cuales es imposible construir un caserón de las dimensiones del típico SLS, método altamente selectivo, debido al arranque y de bajas dimensiones, permite lograr altas recuperaciones (>90%) con baja dilución de yacimientos semi-verticales, la roca de caja es de baja competencia como para poder aplicar en otros métodos,(Bendia, 2014).

La explotación de corte y relleno ascendente, puede utilizarse en yacimientos que presentan las siguientes características:

Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.

Características físico mecánicas del mineral y roca de caja relativamente regular (roca incompetente).

Potencia moderada.

Limites regulares del yacimiento (Bendia, 2014).

Ventajas y Desventajas del Método Corte y Relleno

Ascendente

Ventajas

La recuperación es cercana al 100%.

Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.

Es un método seguro.

Puede alcanzar un alto grado de mecanización.

Se adecua a yacimientos con propiedades físicas – mecánicas Incompetentes, Cornejo, 2015.

Desventajas

Costo de explotación elevado.

Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.

Consumo elevado de materiales de fortificación, Cornejo, 2015).

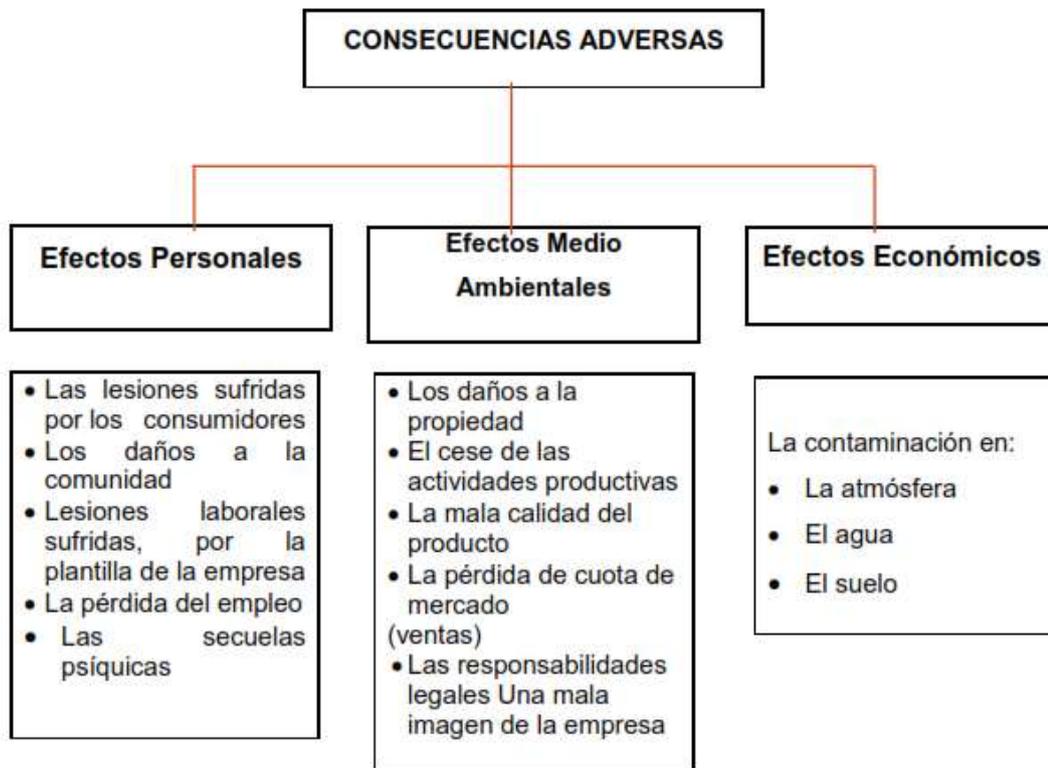


Figura 3 : Consecuencias adversas

2.2.2 Elección del método de explotación

Al elegir el método de explotación en el Proyecto Esperanza se hizo varios estudios muy detallados como la geomecánica y la ubicación del mineral, ya que depende de eso, la vida del proyecto y la seguridad, elegimos el método corte y relleno ascendente.

2.2.2.1 Características Geográficas

Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

Profundidad.

Cercanía a un lugar poblado.

Clima.

2.2.2.2 Características Geológicas y Físicas del Yacimiento

Las propiedades más importantes que deben conocerse en un yacimiento para elegir el sistema de explotación adecuado son las siguientes:

La forma del yacimiento o cuerpo mineralizado.

Potencia si se trata de una veta o manto.

Manteo si se trata de una veta.

Diseminación de las leyes si se trata de un yacimiento masivo.

Profundidad respecto de la superficie.

Dimensiones del yacimiento, su cubicación.

2.2.2.3 Condiciones Económicas

Las condiciones económicas son de su importancia en un proyecto de planificación en minería, porque a partir de ello el proyecto se realiza con normalidad y tenga éxito.

Tomando cuenta la explotación de un yacimiento debe realizarse al menor costo posible. Debido a que tanto el costo de acceso, desarrollos y preparación propios del método de explotación son elevados. Intervienen además en las condiciones económicas el sistema de extracción, el tratamiento o procesamiento del mineral, inversiones en equipos, materiales y otros.

Hay una tendencia importante que lleva a explorar yacimientos de leyes cada vez más bajas, debido principalmente a dos causas:

2.2.3 PLAN ESTRATEGICO

La planificación estratégica intenta lograr una ventaja sostenible a largo plazo en cada uno de sus negocios y tiene como objetivo sincronizar el mercado con los recursos disponibles y la misión de la organización. Las cinco variables principales de la planificación estratégica son el reconocimiento constante del recurso mineral, los métodos de extracción, los ritmos de explotación, la secuencia de

producción y las leyes de corte. Este tipo de planificación es requerido para desarrollar y gestionar la preparación e implementación un plan de vida de mina factible. El proceso de planificación estratégica involucra opciones prácticas y optimiza el retorno económico de la operación. Se necesita de procesos fuertes (como un proceso y calendario de planes de mina bien definido, reuniones de alineación, revisión por pares, evaluación comparativa y aprobación para mantener la calidad, integridad y comunicación efectiva del plan estratégico.

La planificación minera se puede clasificar en estratégica conceptual y operativa. La conceptual generalmente se enmarca dentro de un ámbito del proyecto y consiste en el proceso de delinear los recursos existentes para conducir a la meta, como parte de la planificación estratégica. En cuanto a la planificación operativa, se define con la realización de diversas actividades de optimización de equipos

Los planes son asociados a un marco temporal de corto, mediano y largo plazo. La diferencia entre la planificación estratégica y operativa es que los planes operacionales cubren periodos cortos (planes mensuales, semanales y diarios de una organización) y los planes estratégicos cubren periodos más largos (5 años a más) y cumplen un área más amplia con menos detalle en cambio los planes operacionales tienen un alcance más estrecho y acotado. José Cobos.

Hoy en día, el proyecto minero requiere de instrumentos que permitan mejorar las rentabilidades del mismo, y es así que la planificación estratégica ha demostrado a las compañías mineras ser una poderosa herramienta que permite entregar altos retornos en el ámbito del presente proyecto. Ramón P, 23.

2.2.4 Plan estratégico como empresa

El planeamiento estratégico como empresa es un concepto que data a mediados del siglo XX , resultados que refleja en el plan que se convierte en guía de las riendas que tomara la empresa hacia el logro de sus objetivo, en donde se centra la gestión de áreas

es específicas, resolviendo problemas a corto y mediano plazo, el planeamiento estratégico viene hacer hoy en día uno de los factores fundamentales porque no decir el proceso principal de la realización de dirección estratégica, el plan formado por cuatro tipos son, planes estratégicos, programas a mediano plazo, presupuestos a corto plazo, planes operativos, en conjunto es el esfuerzo sistemático formal de una compañía para establecer sus políticas estrategias básicas, con el fin de poner en prácticas , así lograr los propósitos planificados que van englobados en la visión, misión, objetivos de la organización , considerando las fuerzas y debilidades internas como también las oportunidades , un tema importante es de relacionar a los trabajadores, supervisores y toda la organización minera con su entorno, así ser un modo de comunicación entre las partes que la componen y su orientación hacia el futuro, para tener objetivos claros, de ser un proceso de aprendizaje organizacional. Estos conceptos resaltan la herramienta fundamental del planeamiento estratégico que son, el análisis del entorno, la interacción de la organización con los factores que lo rodean, determinan su comportamiento que ejercen influencia sobre sus acciones de ahí de definen, la visión , misión, y estrategias de la organización, que son claves para el éxitos. López Cáp 4

2.2.5 Propósitos de llevar un planeamiento estratégico

Establecer objetivos.

Determinar dirección y prioridades.

Proveer un marco de acción para el desarrollo de políticas y toma de decisiones.

2.2.6 Importancia del planeamiento estrategico

Orienta el trabajo de los miembros de la organización hacia un panorama futuro esclareciendo hacia donde deben regir sus esfuerzos y los motiva a trabajar en conjunto, aporta ideas, hacerlos participes de las decisiones creando un ambiente de trabajo en la empresa y comunidad.



Figura 4 : Procesos de planeamiento

2.3 DEFINICION DE TERMINOS BASICOS

Buzamiento

Es el sentido u orientación de la inclinación de los estratos en un relieve de plegamiento formado en rocas sedimentarias, que son las que se disponen en forma de capas o estratos, (Arias, 2014).

Concesión Minera

Derecho que confiere a su titular la facultad a realizar actividades mineras de exploración o explotación de los recursos minerales, previo

cumplimiento de los ambientales y de acceso al predio superficial, (Ovidio, 2014).

Corte y relleno

Un método de excavación de material y mineral en un escalón y su reemplazo con material de desecho o relaves provenientes de una concentradora, (Encinas, 2015).

Chimenea

Una excavación vertical o inclinada en la roca para propósitos de proporcionar acceso a un cuerpo de mineral. Generalmente está equipada con un huinche en la parte superior que se hace descender y que eleva algún aparato para transportar a los trabajadores y los materiales, (Encinas, 2015).

Depósito mineral

Concentración natural de material valioso que puede ser extraído y vendido con una ganancia, (Maksaev, 2013).

Desbroce

El proceso de remoción de la roca sobre yacente al depósito mineral para exponer el mineral, (Maksaev, 2013)

Flotación

Proceso para concentrar materiales en base a la adhesión Selectiva de ciertos minerales a las burbujas de aire en una mezcla de agua con mineral molido,(Ortega, 2014).

Galería

Las galerías mineras son labores de acceso a una mina con las cuales se empieza la apertura de un pozo, y pueden definirse como las cavidades subterráneas que se hacen de forma natural o artificial cuya inclinación es horizontal o casi horizontal,(Segret.,2015).

Ley

El porcentaje de contenido metálico en el mineral, (Fernando, 2014).

Molienda

Manera de reducir el mineral en partículas muy pequeñas por medio de presión o impacto. (Vega, 2015).

2.3.1 Descripción de las actividades del proyecto por etapas

En este capítulo se describe las actividades a desarrollar en el área del proyecto, así como el tipo de mina, ubicación del proyecto, ruta de acceso entre otros datos de importancia. El proyecto cuenta con cuatro etapas bien definidas que son planificación, construcción, operación y cierre.

2.3.1.1 Planificación

En la etapa de planificación, se ha efectuado todo lo concerniente al trámite administrativo para la explotación de diseño y para el aprovechamiento adecuado del mineral dentro del proyecto esperanza.

Tabla 2
Planificación

ETAPA I	
Planificación	
1	Solicitud y permiso del proyecto.
2	Ubicación y áreas del proyecto.
3	Cotización del proyecto/Vida de explotación.

2.3.1.2 Construcción

Para la etapa de construcción en el proyecto esperanza, se consideran las siguientes actividades

Tabla 3*Construcción*

ETAPA II	
Construcción	
3	Acondicionamiento para la planta metalúrgica.
4	Desarrollo y preparación de mina.
5	Acondicionamiento para el acopio del material decapeado(topsoil)
6	Acondicionamiento del material estéril (desbroce)y otros
7	Perforación y sostenimiento de los frentes.

2.3.1.3 Operación o explotación

Para la etapa de operación en el área concesionada, se consideran las siguientes actividades.

Tabla 4*Operación del proyecto*

ETAPA III	
Operación	
1	Extracción del mineral.
2	Transporte de mineral a planta metalúrgica.
	Carguío y Acarreo
3	Posas de lixiviación

2.3.1.4 Decapéo

Consiste en la remoción del material superficial, que es tierra vegetal o materia orgánica, todo el lugar de operaciones. Este material al inicio del tajo se acumula en un lugar apropiado, temporalmente cercano al tajo donde no interrumpa el desempeño de las actividades propias de la mina, ni del drenaje de las aguas superficiales para luego ser utilizado en el cierre de minas.

2.3.1.5 Desbroce

Como el mineral no metálico económico se encuentra debajo del material orgánico el desbroce será insignificante (material estéril), este es acumulado temporalmente cerca del tajo en un lugar donde no estorbe las labores ni el drenaje de las aguas superficiales, por ninguno de los casos debe ser mezclado con el material orgánico, porque será utilizado en el cierre de minas ,siempre existen zonas

bajas y sobre este se colocara y luego topsoil extraído inicialmente, quedando los suelos aptos para la agricultura.

Los terraplenes de desmonte de mina, se podrán construir por etapas de acuerdo a los requerimientos de la operación.

2.3.1.6 Poza de Sedimentación

Las aguas de precipitación directa sobre el depósito de relaves captadas y conducidas por la Canaleta de Conducción, serán llevadas hacia la poza de Sedimentación. Para el manejo y retiro del material particulado desde el flujo de las agua se ha proyectado una poza de Sedimentación, esta será revestida con una capa de geomembrana de HDPE, una vez que las aguas hayan sedimentado serán conducidas gravitacionalmente mediante tubería de HDPE de 4 pulgadas de diámetro hacia la Planta Concentradora para ser utilizadas como aguas industriales.

2.3.1.7 Transporte de relaves filtrados

Los relaves producidos por la Planta de Procesamiento serán filtrados y luego cargados en camiones tipo tolva de 10 m³ de capacidad. Los camiones cargados tendrán que recorrer una distancia de 500 m promedio, entre la Planta y el depósito de relaves filtrados.

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

9.1 Ubicación del proyecto

El Proyecto Esperanza está localizado en la provincia de Oropesa, distrito de Antabamba, departamento de Apurímac (Perú).

Longitud Oeste: 72° 29' 36" W

Latitud Sur: 14° 34' 33" S.

La coordenada UTM correspondiente es

Este: 770 100, Norte: 8 387 000.

Zona: 18, Datum: P'SAD 56.

Altitud: De 4 600 a 5 100 m.s.n.m.



Figura 5 : Mapa de ubicación del proyecto esperanza

9.1.1 Accesibilidad

Para acceder al Proyecto Esperanza desde la ciudad de Lima, se cuenta con dos opciones: Ruta A y Ruta B, las cuales son detalladas en las siguientes tablas, incluyendo el tipo de acceso, la distancia recorrida y el tiempo requerido.

Tabla 5
Accesibilidad para llegar al proyecto

Vértice	Ciudad de origen	Distancia (km)	Tipo de vía	Tiempo (hrs)
Lima	Cajamarca –Lima	852	Asfaltada	13
	Lima –Arequipa	966	Asfaltada	14
	Lima- cusco	1 151	Asfaltada	25
	Cusco -Abancay	198	Asfaltada	4
Abancay	Abancay-Iscahuaca	190	Asfaltada	4
	Iscahuaca-Proyecto	190	T. Carrozable	5

Tabla 6
Accesibilidad para llegar al proyecto

vértice	Ciudad de origen	Distancia (km)	Tipo de vía	Tiempo (hrs)
	Lima – Nazca	460	Asfaltada	6
Nazca	Nazca - Puquio	150	Asfaltada	3
	Puquio - Iscahuaca	150	Asfaltada	3
Iscahuaca		190	Trocha	6
	Iscahuaca - Proyecto		Carrozable	

9.1.2 Temperatura

La región Apurímac-Iscahuaca tiene un clima templado, con una temperatura máxima media anual de 23,8°C (74,8°F) y una mínima de 11,7°C (53°F) las lluvias se inician en noviembre y concluye en Marzo. La temperatura en el día llega a los 10°C y en la noche desciende por debajo de los 0°C, este período pluviales son esporádicas tormentas con ocasiones tempestades de nieve entre los meses de Junio a Agosto, el frío es más intenso con respecto a los meses de Abril, en la estación la temperatura del día sobrepasa los 12°C y en las noches desciende bajo los 0°C.

9.1.3 Precipitación

El 22 de febrero de 2017, a consecuencia de las intensas precipitaciones pluviales con granizada, se produjo el rebalse de la laguna Iscahuaca, afectando viviendas en dicha la localidad - Apurímac. La precipitación espacial multianual presenta una distribución diferenciada entre ambas regiones. Mientras que en Cusco la precipitación disminuye de noroeste a sureste, en Apurímac-Iscahuaca, presenta una distribución espacial irregular asociada a sus características geográficas accidentadas, sobre la región andina de Apurímac se presentan menores valores de precipitación de 200 a 1000 mm. Formándose inclusive núcleos de bajas precipitaciones sobre la sierra central occidental de Cusco, debido a la presencia de la Cordillera Vilcanota y Paucartambo que impiden el paso del aire cálido y húmedo que proviene de la Amazonía, las cuales descargan la

humedad hacia la zona de ambas cordilleras y disminuyen de manera muy marcada las precipitaciones hacia la zona oeste.

Tabla 7
Evaporación mensual promedio

Mes	MM	MIN	Max	% Total anual
Enero	120	8.8	24.6	15%
Febrero	139	8.7	24.3	18%
Marzo	125	8.9	24.3	1%
Abril	42	8.9	25.2	21%
Mayo	12	8.4	24.6	14%
Junio	7	7.8	23.7	7%
julio	9	7.6	23.9	5%
Agosto	13	7.4	24.8	2%
Setiembre	25	8.6	24.6	3%
Octubre	47	9.8	27.5	6%
Noviembre	62	9.6	26.5	11%
Diciembre	84	9.2	24.6	10%
anual	685	103.7	298.6	133%

9.1.4 Humedad relativa

Los vientos provenientes del Atlántico y de la Amazonia son arrastrados hacia el sur; favoreciendo una mejor distribución e incursión de humedad sobre el norte y centro de Sudamérica mayor de 1.3 g/kg, siendo un elemento potencial para la ocurrencia de precipitaciones sobre el territorio peruano, especialmente sobre Iscahuaca y Apurímac.

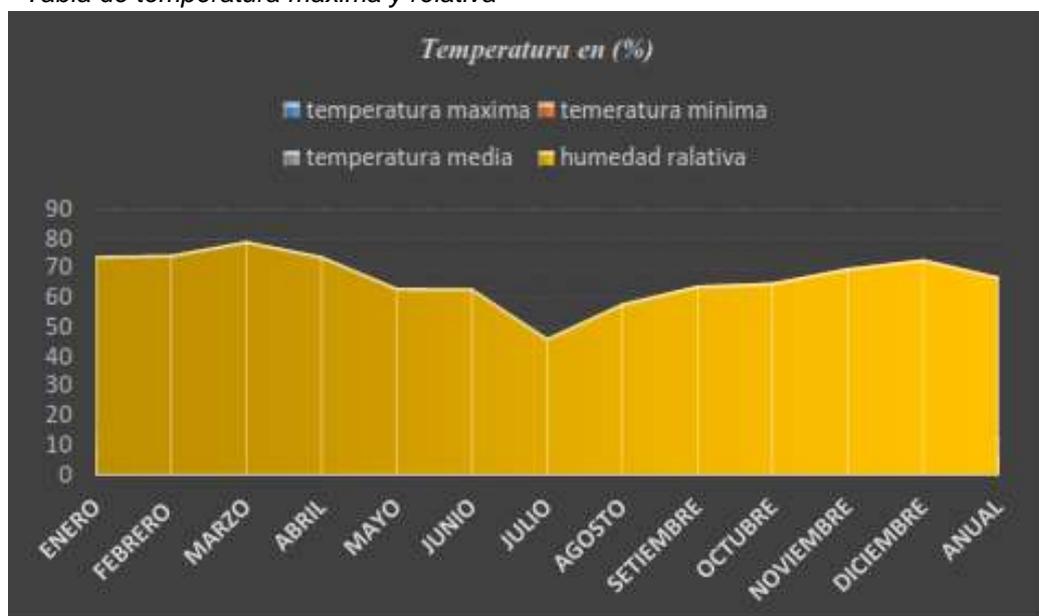
Los vientos del este provenientes del Atlántico y del Amazonas se desvían hacia el norte, concentrando la mayor humedad sobre los países Ecuador, Colombia, Venezuela, norte de Perú y Brasil. Esta situación favorece menor cobertura nubosa en Cusco y Apurímac que está asociado climáticamente. En julio los vientos provenientes del Atlántico y de la Amazonia confinan la mayor humedad hacia el extremo norte de Sudamérica; dejando menor humedad sobre el Perú; lo que permite escasas precipitaciones a nivel nacional. En Cusco y Apurímac; la poca humedad; favorece cielos despejados o escasa cobertura nubosa asociado con disminución significativa de lluvias ,se ubica entre 8 a 9°N sobre el Pacífico; mientras que en los demás continente se ubica

alrededor de 5°N, en los últimos meses del año la humedad es transportada con más intensidad.

Tabla 8
Rangos de temperatura y humedad relativa

mes	temperatura máxima	temperatura mínima	temperatura media	humedad relativa
Enero	13.2	8.3	6.8	74.3
febrero	12.4	7.4	5.9	74.7
Marzo	12	7.2	5.1	79.3
Abril	13.1	7.1	7.5	74.2
Mayo	13.3	6.3	6.4	63.5
Junio	12.8	6.1	5.9	63.3
Julio	12.9	5.3	6.2	46.4
Agosto	11.6	5.4	5.2	58.2
Setiembre	13	6.2	6.4	64.2
Octubre	12.9	4.2	6.2	65.2
Noviembre	13.4	6.6	7.4	70.1
Diciembre	12.8	8.1	5.9	73.2
Anual	12.78	6.51	6.24	67.21

Tabla 9
Tabla de temperatura máxima y relativa



Evaporación

En la Tabla se muestran en forma detallada la evaporación promedio mensual osciló desde 67.28 hasta 115,5 mm. La evaporación promedio anual es de 1140.7 mm.

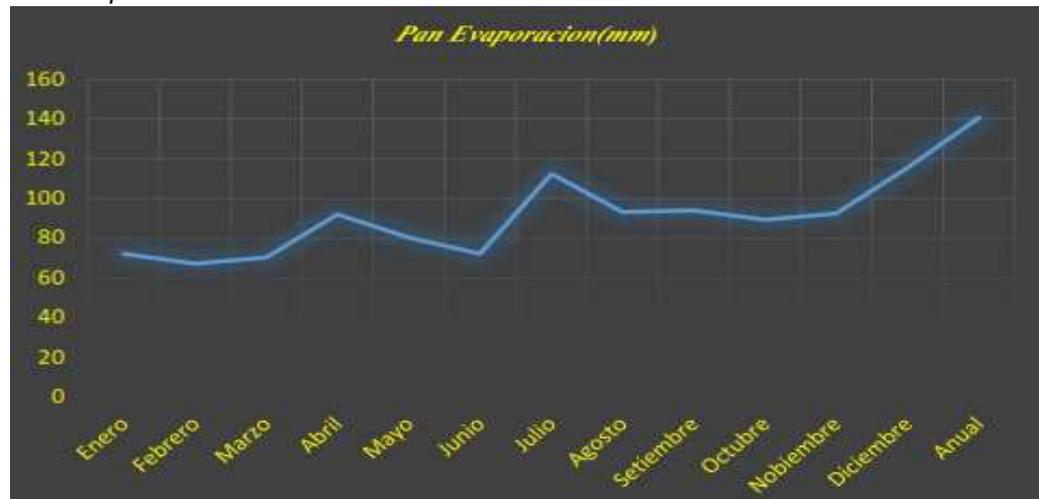
Tabla 10

Evaporación mensual promedio

Mes	Evaporación
Enero	72.2
Febrero	67.2
Marzo	70.3
Abril	92.1
Mayo	80.3
Junio	72.2
Julio	112.4
Agosto	93.2
Setiembre	94.1
Octubre	89.3
Noviembre	92.4
Diciembre	115.5
Anual	140.7

Tabla 11

Pan evaporación mm



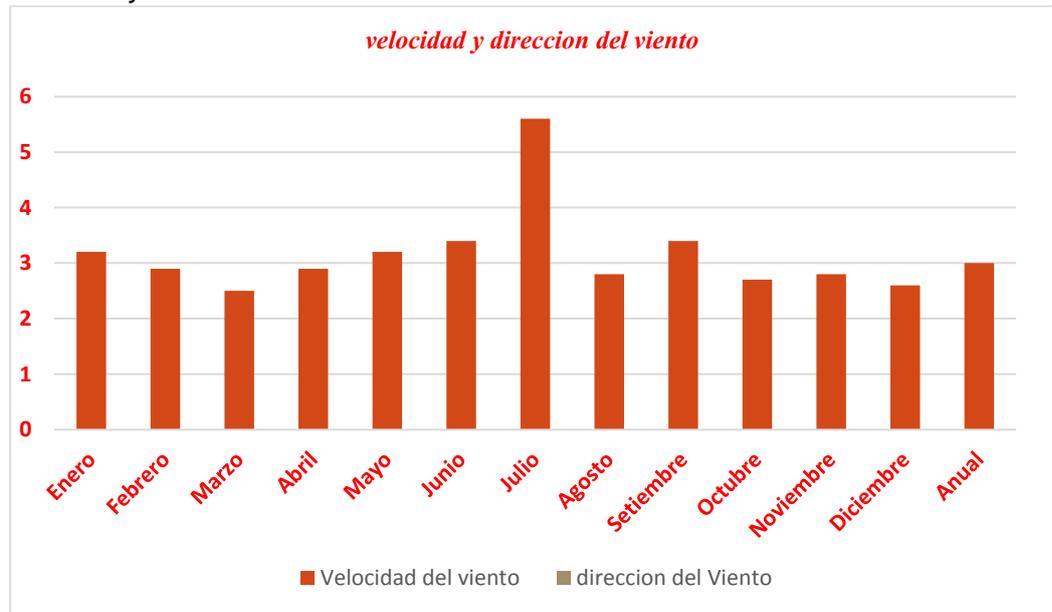
9.1.5 Velocidad y dirección del viento

En la tabla se muestra un resumen de la velocidad del viento promedio mensual. La dirección del viento es principalmente desde el sur al oeste y del norte al este durante el período de diciembre a mayo. La velocidad promedio mensual oscila entre 3,2 a 5,6 m/s sin variación estacional aparente. Se observaron altas velocidades de viento (hasta 10 m/s) durante principios de julio.

Tabla 12
Velocidad del viento

Mes	Velocidad del viento	dirección del Viento
Enero	3.2	SW
Febrero	2.9	SW
Marzo	2.5	SW
Abril	2.9	NS
Mayo	3.2	NE
Junio	3.4	NE
Julio	5.6	NE
Agosto	2.8	NE
Setiembre	3.4	NE
Octubre	2.7	SW
Noviembre	2.8	SW
Diciembre	2.6	SW
Anual	3	sw/nn

Tabla 13
Velocidad y dirección del viento



9.1.6 Radiación solar

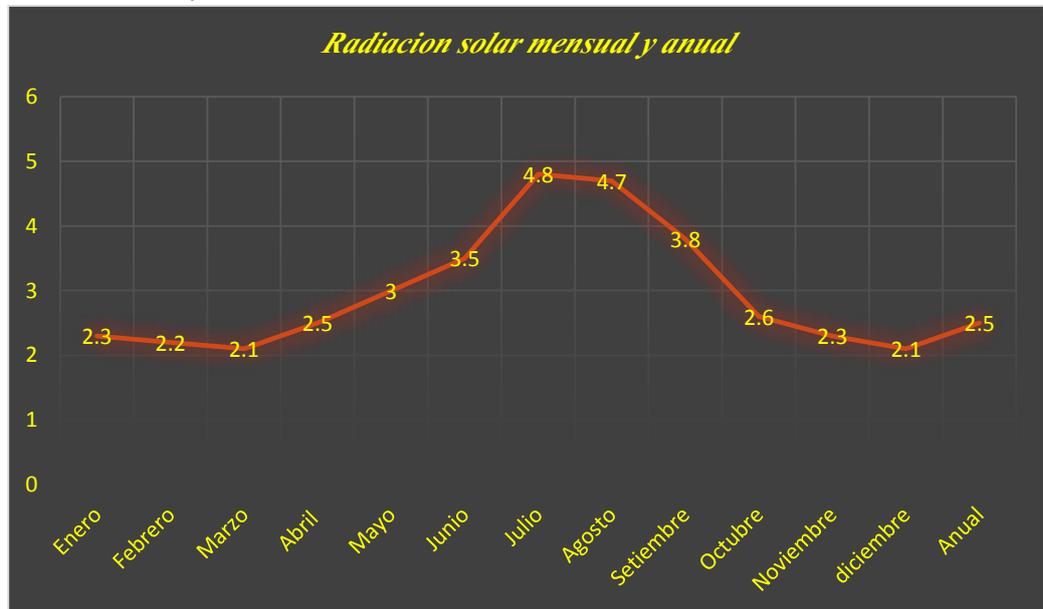
En la siguiente tabla los promedios de radiación neta 4.1 kW/m²/día, aumentando a un promedio mensual de hasta 4,8 kW/m²/día durante la estación seca (Julio) a un mínimo de 1,5 kW/m² /día durante la temporada de lluvias.

Tabla 14
Radiación solar

Mes	Radiación
-----	-----------

Enero	2.3
Febrero	2.2
Marzo	2.1
Abril	2.5
Mayo	3
Junio	3.5
Julio	4.8
Agosto	4.7
Setiembre	3.8
Octubre	2.6
Noviembre	2.3
diciembre	2.1
Anual	2.5

Tabla 15
Radiación solar promedio



9.2 Topografía y Fisiografía

9.2.1 Topografía

La Región Apurímac a diferencia de la región Cusco presenta mayormente una topografía andina, siendo particularmente de las más accidentadas del país, con presencia de una gran variedad de cañones y valles estrechos con fuertes pendientes. Su territorio es atravesado de sureste a noroeste por la cordillera Huanzo que forma en su recorrido mesetas, quebradas de paredes inclinadas y valles profundos, originando variedad de climas y pisos ecológicos. El abra

principal es el Piste, entre las provincias de Aymaraes y Antabamba; y las elevaciones más importantes son Huaytane (5430 msnm) y el nevado de Chancahuana (5331 msnm), ambas ubicadas en el distrito de Oropesa.

9.2.2 Fisiografía

El relieve topográfico es característico de la unidad geomorfológica de la alta cordillera, está constituida por cerros muy elevadizos con gran altitud, pendientes mayores a 65°, como vemos en la imagen la vegetación está conformada por pastos naturales y bofedales; ichu y gramalote son los alimentos principales del ganado vacuno, ovino y camélidos sudamericanos.



Foto 1 : Quebrada chinchahuayco

La zona donde se ubica la veta corteza y otras del proyecto Esperanza presentan una configuración topográfica variable, con nevados en las altas cumbres (Nevado Huayunca), y una topografía accidentada y ondulada hacia los fondos de la quebrada Chichahuayco y pequeños valles, todos ellos formados por erosión glaciaria y fluvio-glaciaria (valles típicos en "U"). Se presenta un mapa topográfico y del potencial geológico del proyecto, en el que se ubican las vetas, detallando la topografía del terreno.

9.3 Marco Geológico

9.3.1 Geomorfología

La región está dominada por cinco unidades geomorfológicas propias de la zona alto andina. Son geoformas típicas con áreas antiguas de glaciación, escarpas y llanuras de inundación, pertenecientes a la región janca o alta cordillera.

Geomorfológicamente las unidades diferenciadas comprenden unidades desde las partes más altas dominadas por glaciares extintos hasta valles glaciares rellenos con sedimentos y bofedales actuales cuyas aguas provienen de las lluvias y nevados que caen en la línea del divorcium acuárium. Las unidades geomorfológicas diferenciadas son.

9.3.2 Zonas de depósitos morrenicos y bofedales

Caracterizado por áreas de inundación en las bases de antiguos lechos de lenguas glaciares extinguidas (circo glaciar y valles en U) estas áreas se inundan en temporadas de lluvias entre diciembre y marzo generando zonas inundadas de aguas provenientes de las zonas de escarpas y altas cumbres.



Foto 2 : Zona de morrenas y bofedales

9.3.3 Zonas de altas cumbres disectadas

Corresponden a peniplanicies erosionadas por los deshielos de los nevados antiguos. De estas zonas nacen las escorrentías que disectan las escarpas y desfiladeros. Están compuestos de rocas volcánicas aborregadas por desplazamientos de antiguos nevados y actualmente conservan sedimentos volcánicos y suelos producidos por la vegetación puntual de la zona.



Foto 3 : Zona de altas cumbres disectadas

9.3.4 Zonas de desfiladeros y escarpas

Son áreas de pendiente abrupta compuestas por rocas macizas de coladas lávicas andesíticas y flujos piroclásticos que generan escarpas pronunciadas. Estas áreas se encuentran en las cumbres altas de las cuencas glaciares siendo los bordes de los circos glaciares los que mayormente presentan esta litología, además están compuestos de rocas volcánicas de consistencia maciza. Sus afloramientos están disectados por profundas quebradas que proporcionan los sedimentos de los abanicos aluviales.



Foto 4 : Desfiladeros Escarpas

9.3.5 Zonas bajas inundables esporádicamente

Son peniplanicies con suaves pendientes, que se encuentran entre la zona de bofedales y las altas cumbres, generalmente se rellenan de sedimentos finos y bofedales esporádicos. Esta zona conserva la mayoría de los depósitos lacustres de la región, originadas por los pocos deshielos y lluvias estacionales. Sus terrenos están cubiertos de vegetación propia de la Puna y sus geoformas aborregadas y semiplanas han conservado áreas propicias para depositación acuífera (Lagunas; Azulcocha, Ajococho, Sinigua).

9.3.6 Zonas de abanicos aluviales

Son deyecciones de sedimentos aluviales provenientes de las partes altas (escarpas –disecadas). Estos sedimentos están compuestos exclusivamente de detritos volcánicos angulosos sin transporte fluvial y depositado como abanicos a las faldas de las escarpas. Son potencialmente removibles por efecto de las lluvias estacionales y depositadas temporalmente en las cuencas fluviales (Qda. Chichahuayco).

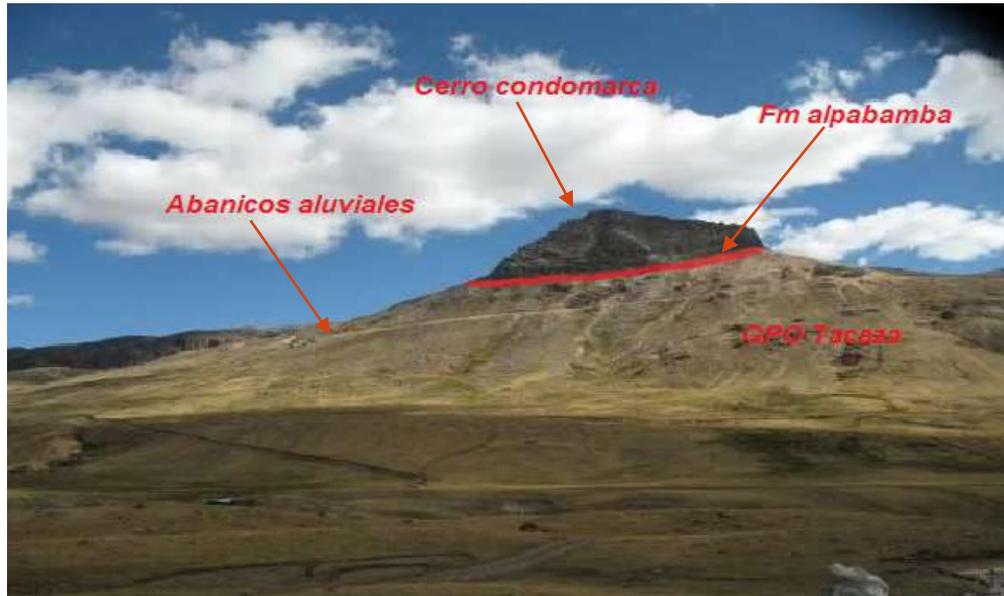


Foto 5 : Zona de abanicos aluviales

9.4 Geología Regional

El proyecto esperanza está ubicado entre el Cinturón de Andahuaylas (Eoceno Superior- Oligoceno Inferior) y el Cinturón de Puquio - Caylloma. Este metalotecto regional tiene rumbo andino y un ancho aproximado que va desde los 50Km hasta los 100Km, en este se hospedan yacimientos tipo epitermales (HS, IS, LS) como Liam, caspar, Santo Domingo, Poracota, y del tipo pórfido como Chancas, Trapiche, Antilla.

La propiedad se encuentra específicamente dentro de la subprovincia metalogénica de yacimientos de Ag – Au Puquio – Caylloma y dentro del corredor estructural Condorama – Mollebamba. Las unidades estratigráficas identificadas corresponden al tiempo entre el Paleógeno hasta el Cuaternario, siendo su mayoría secuencias volcánicas y volcanoclásticas.

9.4.1 Estratigrafía

La secuencia volcánica en los sectores de Uchuro-Pintapata, Esperanza y liman, está compuesta por las unidades, Grupo Tacaza,

formaciones Alfabamba, Sencca, Grupo Barroso y unidades cuaternarias. Estas unidades están comprendidas entre el Mioceno y Pleistoceno y se componen mayormente de andesitas, riodacitas y dacitas.

Las secuencias de brechas lapilli y tobas del Grupo Tacaza se presentan discordantes sobre la gruesa secuencia de la Formación Soraya del Grupo Yura, e infrayace a la Formación Alfabamba, y esta a su vez es soterrada en aparente discordancia por el Grupo Barroso.



Foto 6 : Discordancia entre cuarcitas de grupo yura y facies volcánicas

9.4.2 Formación Sencca

Esta unidad aflora marginalmente en el extremo NE del sector Uchuro, sobre las secuencias de lavas grises del Grupo Barroso. Está compuesta de tobas color

Blanco rosadas muy soldadas y de textura afanítica, presenta cristales de cuarzo, piroxenas y feldespatos de grano medio a fino.

Sus afloramientos se inclinan al NE concordante sobre las secuencias de lavas del Grupo Barroso. Esta unidad no está asociada a mineralización alguna en la región, siendo producto del colapso de calderas volcánicas a lo largo de la cordillera occidental. Su edad comprendida en la Joya-Arequipa está entre 3.5 a \pm 3.4 ma.



Foto 7 : Grupo barroso y formación Senca, formación Alfabamba-sector Uchuro

9.4.3 Grupo Barroso

Esta unidad aflora en el extremo NE del sector Achuro, sobre las secuencias de tobas riodacíticas de la Formación Alfabamba. Está compuesta de lavas de composición andesítica con textura porfirítica y coloraciones grises en roca fresca y gris pardo, cuando está alterada. Los estratos son gruesos y se encuentran depositados sobre tobas asignadas a la unidad Tacaza Superior, formando paleo relieves con inclinaciones de sus capas de acuerdo a la morfología de la erosión pre-barroso.

9.4.4 Formación Alfabamba

Esta unidad compuesta de tobas soldadas de colores blancos a rosados, de composición riodacíticas a riolitas. Sella al Grupo Tacaza tanto en Uchuro, Pintapata, Azúcar y esperanza. Aflora en la parte media del sector Uchuro y la base se compone de toba –brecha con clastos extraídos de la misma unidad y del Grupo Tacaza. Alfabamba tiene un grosor en Uchuro de 250 m, Pintapata 50 m, liman; 150m y esperanza promedio de 200m. Sus afloramientos en Uchuro tienen un rumbo NW-SE e inclinados al NE 20° y son subhorizontales y afloran en el sector SE.



Foto 8 : Formación Alpabanba – Sector Esperanza

9.4.5 Grupo Tacaza

Conocido también como Formación, Para esta unidad se compone mayormente de dacitas grises a verdosas competentes con estratificaciones moderadas. En Uchuro la base está compuesta de tobas-brechas grises con clastos subangulosos de la misma composición del cuerpo principal, su matriz es volcánica que en muchos casos se presenta silicificada. Sus estratos son gruesos y afectados por la tectónica post-peruana. La secuencia inferior está compuesta de flujos piroclásticos gris blancos subhorizontales cuyos afloramientos se pueden observar en el corte de la Qda. Chichahuayco sector de Yumire, aquí se encuentra sobre cuarcitas gruesas deformadas del Grupo Yura conformando una típica discordancia de la Fase Peruana.

Las secuencias medias y superiores son mayormente compuestas de lavas y flujos piroclásticos intercalados como se puede observar en el sector de Pintapata superior, consta de tobas de composición dacítica y son atravesadas por sistemas de vetas de dirección NNWSSE.



Foto 9 : Grupo Tacasa – Sector Uchuro

9.4.6 Rocas Intrusivas

Rocas intrusivas no afloran en los sectores de Esperanza, Uchuro-Pintapata y Liman, pero es probable que debajo de las secuencias volcánicas observadas se presenten cuerpos asociados al Batolito de Andahuaylas – Yauri (28 a 54ma, Carlier y Carlotto, 1990). En los alrededores del proyecto si se presentan manifestaciones de domos, como el que se observa al este del proyecto liman y se postula que se encuentren vinculados a la mineralización del Grupo Tacaza en la zona.

9.4.6.1 Andesita-Porfirítica con Alteración Serícitica

Moldes de fenocristales de plagioclasas están ocupados por el agregado micro laminar y minerales sericitas la que se originó por la alteración de las plagioclasas

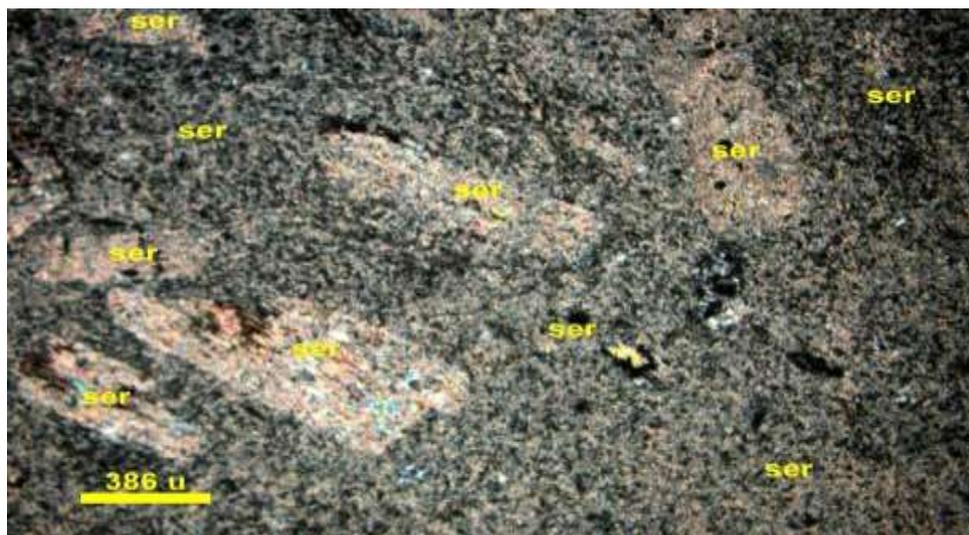


Foto 10 : Alteración de plagioclasas y minerales Sericitas derivadas

Hacia la parte superior derecha se aprecia a los agregados de los moldes de los fenocristales de plagioclasas que están ocupados por las sericitas, a los cuales se asocia el fenocristal de moscovita; todos ellos están rodeados por la matriz microcristalina , también ocupada por las sericitas.

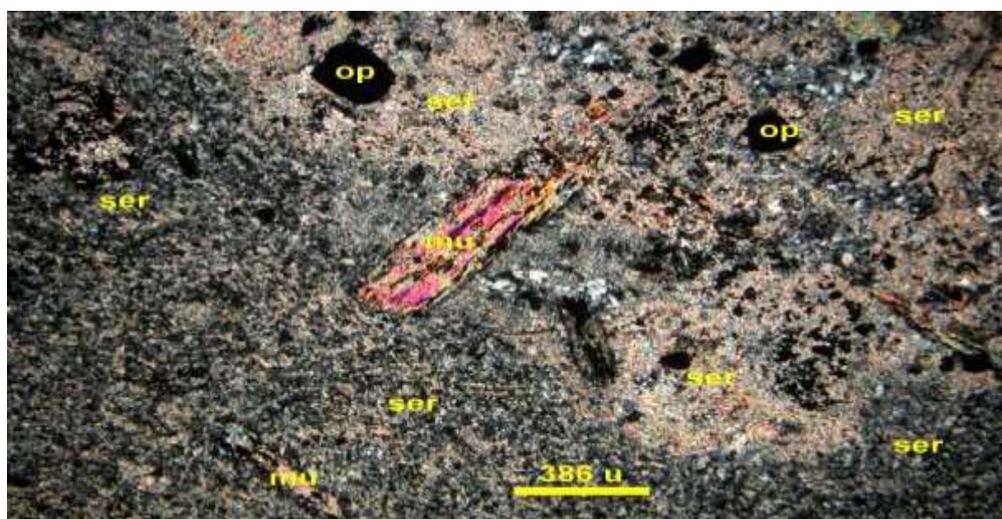


Foto 11 : Agregados de los moldes de los fenocristales

9.5 Geología Estructural

Las estructuras mayores del proyecto (esperanza, Uchuro-Pintapata y Liman) están compuestas por fallas profundas litosféricas de rumbo andino, estas fallas mayores de rumbo NW-SE están asociadas a la mega estructura Falla Mollebamba que ha jugado un papel importante

es los fallamientos secundarios como liman (Características principales de las Fallas diferenciadas en los sectores de esperanza, Uchuro-Pintapata). Víctor Medina 50.

Las Fallas principales Corteza, Aspera, Liman y Delta, son fallas de tendencias sinestrales, dextrales y están asociadas a la falla mayor Mollebamba que cruza en dirección NW-SE entre Huancapi y Chalhuanca, Fallas Distritales Sector Uchuro Pintapata (NW-SE) Víctor Medina 50.

9.5.1 Fallas Distritales Sector Uchuro Pintapata (NW-SE)

9.5.1.1 Falla Corteza

Esta falla de dirección N 30° W y subvertical atraviesa los sectores de Uchuro y Pintapata teniendo sus nacientes en la Falla liman, provocando un sistema de fallas cabalgantes en la intersección de estas, es importante desde el punto de vista metalgénico ya que controla la mineralización de las vetas en el yacimiento, comportándose como estructuras anastomosadas y paralelas a las vetas principales del proyecto. Esta falla es dextral y genera estructuras tensionales secundarias como las vetas alfa y omega, asimismo cerca de la falla mayor liman genera una deformación importante produciendo fallas secundarias que en muchos casos son tensionales y rellenadas por fluidos hidrotermales.

9.5.1.2 Falla Liman

Esta falla es de carácter regional y tiene una dirección mayormente N 45° W a E-W subvertical. Es una falla tensional dextral. La Falla Liman ha generado un sistema de fallas laminares en el sector Pintapata, desplazando dextralmente la veta Liman y parte de las vetas llamadas Pintapatas Norte, Centro y Sur.

9.5.1.3 Falla delta

Esta falla es de rumbo E-W y subvertical, se encuentra al sur de la Falla Liman y paralela a esta, generando a lo largo de su traza la veta tensional Milagros. Al parecer esta veta es anastomosada ya que se ha generado grosores mayores a los 3m en la veta delta, igualmente pone en contacto a las facies de tobas-brecha con facies de tobas lapilli al sur de la Falla liman siendo estas unidades de las secuencias inferiores a medias del Grupo Tacaza.

9.5.2 Fallas Distritales Sector Uchuro Pintapata (NE-SW)

9.5.2.1 Falla Gama

Es una falla importante de dirección NE-SW y de movimiento sinistral. Esta falla genera el arrastre de la veta cortesa hacia el NW, provocando fallas vetas tensionales ya que se proyectan en dirección NW. Esta falla al parecer es generado por el movimiento de la Falla liman y se prolonga en dirección este hacia el sector de Orkontaki, donde ha generado vetas paralelas a esta estructura.

Tipo de Depósito

Por las características geológicas antes definidas y ubicándonos dentro del Modelo Geológico-Estructural de los Yacimientos Epitermales del Proyecto Esperanza, podemos concluir que el conjunto de vetas del yacimiento mineralógico de Uchuro-Pintapata pertenecen a un Sistema de Baja Sulfuración con un marcado control estructural que afectó a las rocas volcánicas del Grupo Tacaza en este segmento de la Cordillera Andina del Perú.

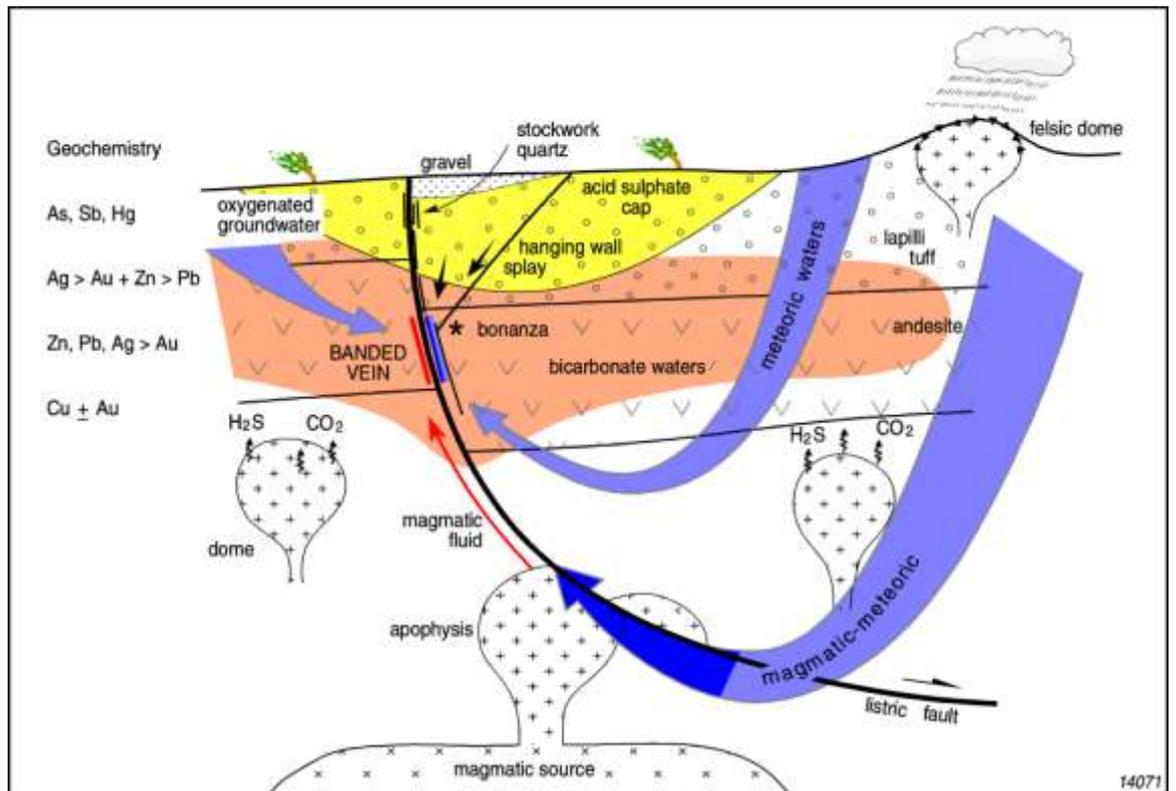


Figura 6 : Proceso para formación de yacimiento, tipo baja sulfuración

9.6 Tectónica y Metalogénica

9.6.1 Modelo Estructural

Para el sector de Uchuro-Pintapata entre las intersecciones de la Falla Liman de dirección E-W y el sistema de falla-vetas de La corteza de dirección NNW-SSE, se produjo un complejo sistema de fallas compresivas que generaron fallas de cabalgamiento de dirección NW-SE que luego fueron rellenados por soluciones mineralizantés.

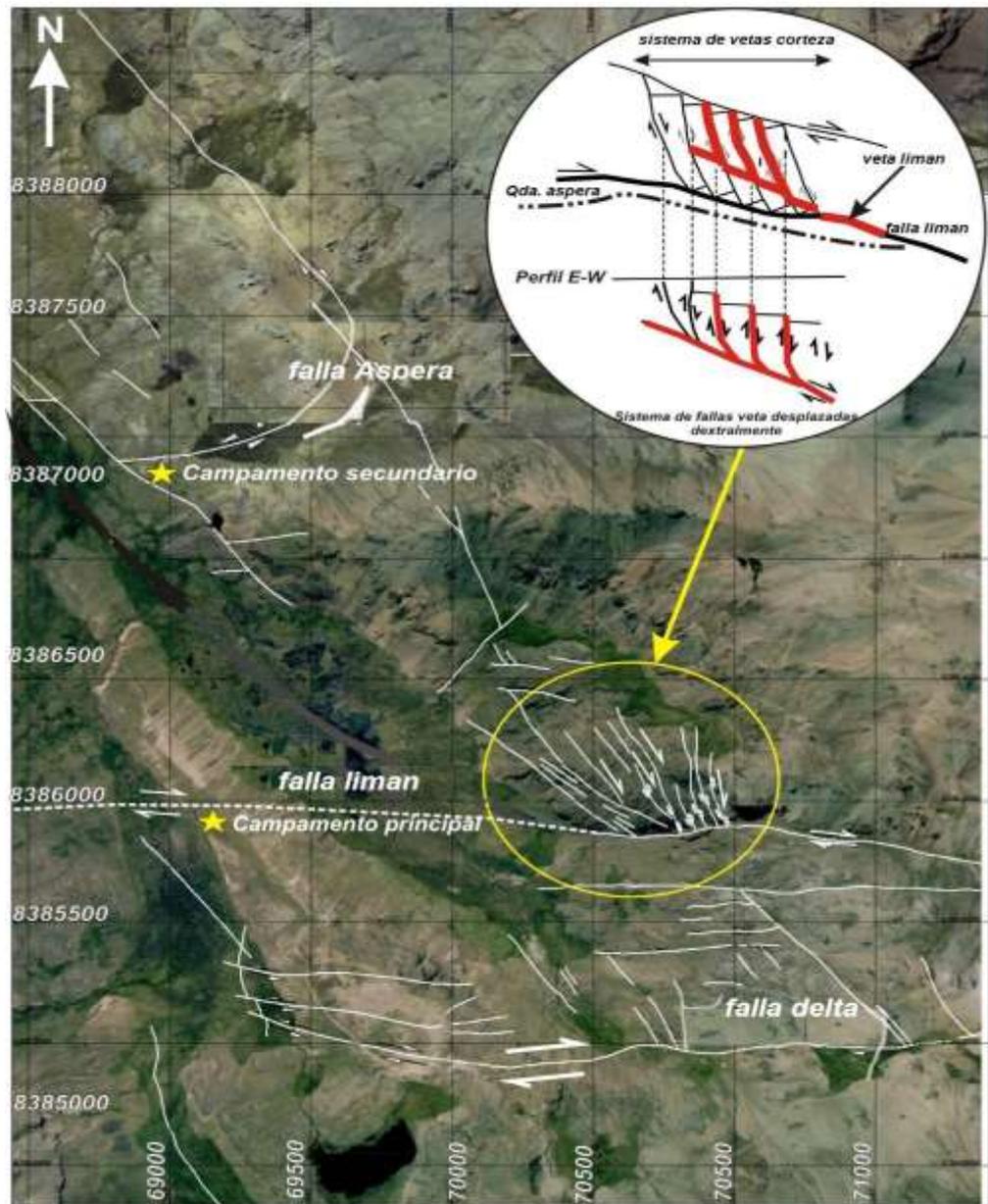


Figura 7 : Intersecciones de falla liman E-W y beta liman, dirección NNW-SSE

Los sistemas de fallas en el Proyecto Esperanza son consecuencia de la tectónica regional de Falla Ancora dirección N 50° W y sinistral que recorre en el extremo NE y NW de los cuadrángulos de Chulca y Cayarani respectivamente. Una imagen de satélite muestra la tendencia de lineamientos regionales de dirección NW-SE, diferenciándose los corredores incapuquio – Cincha Lluta y Poracota – Orcopampa, entre estos corredores que generaron los arcos volcánicos miopliocenos de

ignimbritas y facies de lavas asignados mayormente al Grupo Tacaza, y unidades Alfabamba, Barroso y Sencca.

La falla Ancora genera en su movimiento un rumbo de extensión y una de sus movimientos sería la Falla Regional Liman de tendencia dextral. Este sigmoideo de extensión es responsable posiblemente de la generación de los sistemas de vetas NNW-SSE del Proyecto Esperanza y genera la veta mayor de Liman que las vetas secundarias de La Corteza y Falho.

9.6.2 Estructuras Regionales

El mapa magnetométrico de campo total reducido al polo sur (INGEMMET), demuestra la correlación muy buena entre las estructuras regionales de dirección NW-SE y EW, con el lineamiento magnético entre las zonas de baja y alta respuesta magnética. Justamente las áreas entre la alta y baja respuesta se interpreta como zonas de cizalla, baja presión, extensión o fallas regionales, por donde se emplazaron magmas que pudieron en muchos casos originar yacimientos minerales, especialmente en áreas de mayor deformación estructural, intersecciones o plegamientos. Los yacimientos del proyecto Esperanza, Liman se encuentran entre la alta y baja respuesta magnética, similares interpretaciones regionales se encuentran los yacimientos.

El Proyecto Esperanza se encuentra dentro de una subfranja de Oro que comprende el yacimiento de Arcata y Orcopampa conocidos por su filiación con plata y oro, esta subfranja por el NW se proyecta hacia Antabamba y por el SE hacia Orcopampa y Arcata. La franja metalogénica está asociada al metalotecto Grupo Tacaza, de filiación con yacimientos de plata y oro alojados mayormente en sus secuencias de lavas andesticas y tobas dacíticos de rumbo andino.

Al parecer en muchas regiones las secuencias superiores de tobas riódacíticas de gran extensión conocido como Formación Alfabamba

ha fosilizado en mucho sectores los yacimientos vetiformes asociados al Grupo Tacaza, esto demuestra que después del magmatismo de Tacaza hubo un evento de fuerte magmatismo que genero la depositación masiva y extensiva de tobas gruesas desde Nazca hasta Arequipa siendo conocidos como formaciones Nazca y Alpbamba.

Sistemas Vetiformes asociados al Grupo Tacaza y Fosilización con ignimbritas. Alpbamba Los sistemas de las vetas corteza, Pintapatas, Colonial etc, según las relaciones de campo encontradas en Uchuro, liman y esperanza son fosilizadas por las facies de lavas andesíticas del Grupo Barroso cuyos afloramientos inferiores en Uchuro bordean los 5000 msnm. En Uchuro la Formación Alpbamba depositada entre los 10 y 15 Ma, se encuentra mineralizada con vetas de dirección NNW-SSE y grosores entre 0.5m y 1m, aquí se puede observar que la prolongación de la veta corteza continúa y atraviesa la facies de tobas de la Formación Alpbamba cuyos niveles son erosionados al final del levantamiento tectónico conjuntamente con sus sistemas vetiformes; similares relaciones se observan en liman y esperanza. Esta peniplanización post Alpbamba y fosilización con el Grupo Barroso indicaría que el sistema de veta corteza en su prolongación Norte (Uchuro) tendría desarrollo vertical desde los 4850m (Qda. Uchuro) hasta los 5.000m, la cual fue sellada por las facies de lavas inferiores del Grupo Barroso.

9.7 Control estructural- mapas

9.7.1 Exploración

En las Exploraciones, nos podemos enfocarnos en el área con mayor trabajo y evidencia de mineralización y ella fue Uchuro-Pintapata; por lo que todos los esfuerzos explorativos se circunscribieron a la zona marcada con rojo en la foto adjunta; además en los siguientes párrafos indicamos los trabajos y sus resultados que sustentaron la decisión.

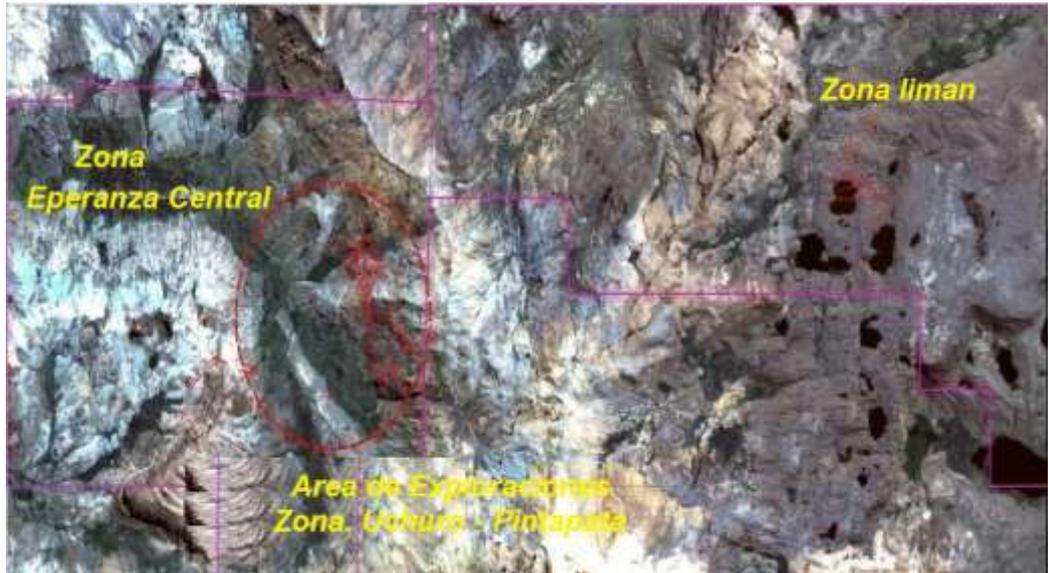


Foto 12: Ortofoto del área estudiada, zona Uchuro Pintapata

Se realizó el muestreo geoquímico superficial del sector Uchuro-Pintapata, enfatizando el trabajo de muestreo selectivo sobre estructura, utilizando para ello cortadoras eléctricas diamantinas. El tipo de muestreo fue el de corte en canales transversales a la estructura mineralizada, con distanciamiento promedio de 10m en las zonas aflorantes.

Tabla 16

Compósitos geoquímicos de las vetas en el sector Uchuro-Pintapata

Vetas	Muestras	Potencia(m)	Au	Ag	Aun	Aun	Ag	Ag
			Prom	Prom	Min	Max	min	Max
			(ppm)	(ppm)	ppm	(ppm)	(ppm)	(ppm)
Corteza	108	1.3	0.91	57.2	0.01	22.55	0.3	585
Diana	15	1.2	0.35	62.8	0	0.81	35.7	164
Shise	17	0.9	0.97	134.4	0.06	4.6	0.6	437
Romboide	3	0.73	0.73	24	0.05	1.09	3.7	34.6
Fabiana	1	0.3	24.34	893	24.34	24.34	893	893
Ordoñez	3	0.73	1.83	90.4	0.11	5.81	16.1	176
corrales	3	0.33	0.93	37.1	0.01	1.18	2	129
Falho	27	0.83	0.43	16.6	0.02	9.98	1.1	815
Caspar	3	1.63	0.09	13.8	0.05	0.13	10.9	16

9.7.2 Mineralización

De acuerdo a tipo de yacimiento en el Proyecto esperanza, en la zona de Uchuro - Pintapata, tenemos los principales rasgos que caracterizan a un modelo de baja sulfuración. Para efectos de este

reporte solo se describirá la mineralización de la zona explorada a la que se ha llegado a indicar el recursos, se muestra el mapa de vetas del Proyecto Esperanza, en el cual se puede ver junto a la hidrografía, red vial y centros poblados en el área de influencia del proyecto. La mineralización del Sector Uchuro-Pintapata Las estructuras mineralizadas aflorantes son del tipo epitermal de baja sulfuración y se presentan agrupadas en tres sistemas estructurales, las estructuras principales son las Vetas corteza, Diana y Shise con una orientación NNW-SSE y un afloramiento casi continuo de aproximadamente 1.8km. Las vetas falho, Liman y Delta son de orientación transversal E-W con continuidad de afloramiento entre 0.5km a 1.5km, y las vetas tensionales Fabiana, Ordoñez y Corrales que son de menor extensión y potencia tienen una orientación NE-SW y una continua aflorante menor a 0.2km. Las estructuras principales se presentan como bandas cuarzosas paralelas con potencias promedio entre 0.3m a 8m, y algunas de ellas como veta corteza y veta Falho presentan en partes hasta tres ramales paralelos. De acuerdo a los trabajos de campo, se tienen las siguientes potencias para las vetas principales:

Tabla 17
Vetas principales

Vetas	Ancho Min	Ancho Max
Corteza	0.8	8
Diana	0.3	1.5
Shise	0.4	1.6
Fabiana	0.3	0.9
Ordoñez	0.3	0.9



Foto 13: Veta Corteza Ramal E, sector de Uchuro, (vista al Sur), banda cuarzosa

Las vetas presentan una compostura en bloques, afectadas por fallamientos ENE-WSW, los bloques central y Norte de la veta Española son los que tendrían mayor potencial de mineral por presentar características mineralógicas de la parte media-alta del sistema epitermal, mientras que el bloque del extremo Sur presenta características media-baja del sistema.

En los bloques, Central y Norte, los afloramientos de las bandas cuarzosas presentan tramos con sílice calcedónica, oxidación limonítica moderada con trazas de sulfuros piritosos, relleno de boxworks en las mesetas de cuarzo y bandas de reemplazamiento de carbonatos con presencia de pátinas de óxidos de manganeso.

El cuarzo calcedónico nos sugiere que estamos en los niveles altos del sistema, poca erosión y un probable potencial en profundidad. Informes de Meridian reportan estudios de inclusiones fluidas que señalan que los fluidos estuvieron entre los 200°C y 250°C, esto confirmaría lo anteriormente afirmado.



Foto 14 : veta falho norte sistema mineralización E-W

Asimismo, es notoria la presencia de pirita y el incremento de metales base como la galena, esfalerita, calcopirita y trazas de ferrimolibdenita, esto indicaría que se está en los niveles intermedios del sistema.

9.7.3 Alteración Sector Uchuro Falho y Liman

Tobas lapilli de composición dacítica del Grupo Tacaza actúan como rocas huésped de los diferentes sistemas de vetas en el sector de Uchuro-Pintapata así como en el sector de Liman, y la alteración hidrotermal producida por la presencia de estas estructuras se reduce a pequeños halos, el contacto con las cajas de las vetas.

La intensidad de la silicificación es débil, restringiéndose a algunos centímetros, la alteración predominante es la repolitización débil a moderada, llegando en algunos tramos a decímetros, con presencia de pirita diseminada y puntual presencia de cajas argilizada.

9.8 Perforación

La perforación de roca es un procedimiento fundamental para arrancar mineral en la minería subterránea. Tiene una gama de aplicaciones y es variable, por eso hoy se tiene distintos dispositivos

diseñados para tratar con distintas maneras de perforar roca, en el proyecto esperanza para los sondajes (muestreos) hemos visto por conveniente utilizar la perforadora diamantina, para minería subterránea utilizamos Las perforadoras más comunes existentes en el mercado.

Perforadoras Ligeras

Perforadoras de avance

Perforadoras de barrenos largos

Perforadora con martillo en el fondo (DTH)

El perforista tiene una gama de perforadoras accionadas por aire o hidráulica, por medio de energía eléctrica de la mina. La perforadora hidráulica es un producto probado, superior a la perforadora neumática en términos de rendimiento, fiabilidad, consumo de energía, ambiente y costos operacionales.

Las perforadoras con rendimientos más altos son más pesadas y deben ser montadas en alguna forma de estructura, equipo o Jumbo de perforación, para la perforación de barrenos cortos (6m), también conocidas como perforadoras de avance, es más productiva y la primera elección del minero eficaz.

9.8.1 Jumbos de Perforación

Los Jumbos de perforación dan mecanización a las operaciones, y tienen la capacidad de posesionar perforadoras de avance para perforar barrenos según las órdenes del operario. Los Jumbos son más comunes, están montados en un vehículo sobre ruedas de goma, con motor diésel para la tracción y dirección articulada, y dar vueltas por esquinas estrechas hasta pueden llevar dos perforadoras de accionamiento hidráulico para alcanzar una alta productividad.

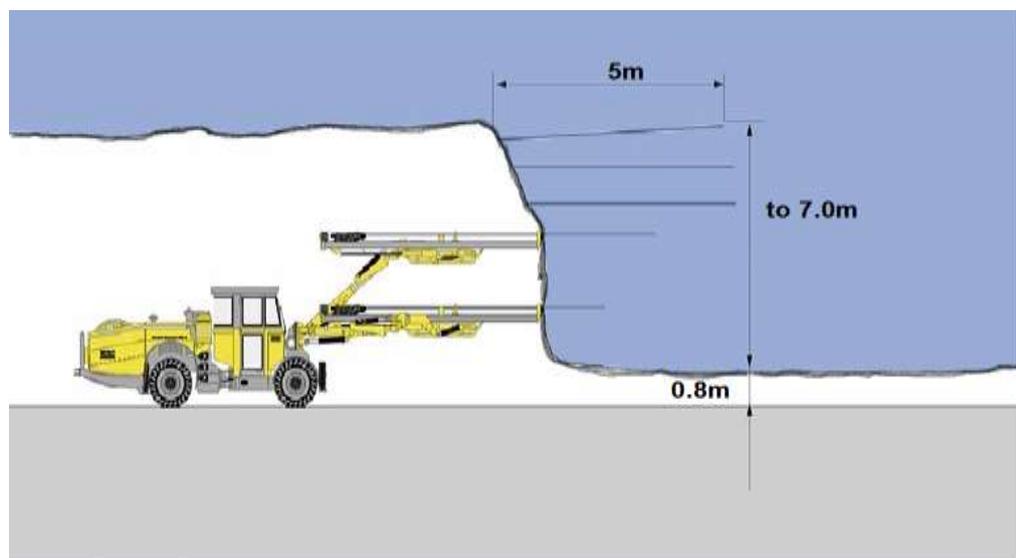


Figura 8 : Jumbo de perforación

Fuente: Manual de perforación en minería subterránea

9.8.2 Programa de Perforación DDHs

Se realizaron las debidas testificaciones de los sondeos, con la descripción detallada de litologías, alteración y mineralizaciones, vetas del sistema y fallas reconocidas, datos del RQD, entre otros datos de interés registrados.

La perforación se ha realizado esencialmente para evaluar la Veta Corteza que presenta una orientación promedio N 350°, la cual presenta en tres ramales sigmoides, siendo los ramales central (B) y el ramal Oeste (A) los de mayor continuidad. Se trató de aplicar una malla más sistemática de perforación (50 x 50 m) para tener una distribución

más regular de resultados y evaluar el yacimiento de la veta corteza como modelo principal del sistema.

Los sondajes están ubicados con una orientación transversal al afloramiento de Veta corteza interceptándola en 1450m de longitud; la separación horizontal-vertical es de 50m entre cada sondaje, y la profundidad promedio alcanzada con el programa de perforación llega hasta el nivel 4600 msnm; es decir, desde la superficie tenemos una extensión vertical entre 250m a 350m. El control de las posibles desviaciones fue realizado con equipo "Réflex" sobre 75 sondeos de forma regular; 68 sondeos tuvieron mínimas desviaciones y menores al 4% (aceptable), mientras que solamente 7 tuvieron desviaciones entre 5-12%. Paralelas a la veta Corteza se presentan otras estructuras mineralizadas como Veta Galana, tuca, Diana, etc, con separaciones horizontales de 150 a 200m. Además, se observan estructuras tensionales de orientación NE-SW como las vetas Sutil, Fabiana, uso, Cegar, con mejor mineralización económica pero más cortas.



Foto 15: Perforación sobre Veta Corteza, sector de Uchuro

Promedios Au/Ag, a continuación, se describen los valores del promedio ponderados.

Tabla 18*Interceptas de perforación con promedios ponderados de Vetas*

Vetas	Potencia	Au Prom	Ag Prom	Au min	Au max	Ag min	Ag max
		(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(PPM)
Corteza	1.61	1.75	174.17	0.2	14.71	17.3	1.025
Galena	1.66	2.76	279.54	0.01	16.68	1.8	1.589
Diana	1.04	0.79	92.09	0.01	13.15	0.8	975
Sutil	2.33	1.57	203.54	0.1	5.92	22.3	670
Omega	0.58	1.39	182.75	0.09	5.54	10.27	544
Urso	1.15	1.53	157.92	0.6	4.9	22.1	503
Cegar	1.59	6.66	518.42	0.33	38.41	31.5	2.808

El análisis de los coeficientes de correlación de elementos nos muestra que existe una buena correlación del Au con Ag, mientras que con los demás elementos la correlación es baja (Cu-Pb-Zn), como característica común en los yacimientos epitermales. La plata (Ag), también exhibe baja Correlación con Sb-Pb-Zn, quizás proveniente de un segundo flujo de sulfonales. Sin embargo, en el campo se observó la presencia puntual diseminada de esfalerita blanca en la estructura de cuarzo y hacia la roca caja, trazas de galena y calcopirita. Los valores de la tabla adjunta corroboran entre el Pb y Zn, mientras el Cu. Presenta una baja correlación con Pb y Zn.

Tabla 19*Coefficientes de Correlación en Muestras de Perforación*

	Au ppm	Ag ppm	As ppm	Cu ppm	Mn ppm	Mo ppm	Pb ppm	Sb ppm	Zn ppm
Au- ppm	1								
Ag- ppm	0.82	1							
As -ppm	0.02	0.06	1						
Cu-ppm	0.07	0.1	0.01	1					
Mn-ppm	0.09	0.13	0.05	0.02	1				
Mo-ppm	0.03	0.02	0.03	0.03	-0.02	1			
Pb-ppm	0.1	0.16	-0.02	0.28	0.07	0.02	1		
Sb-ppm	0.08	0.18	0.12	0.03	0.15	0.04	0.08	1	
Zn-ppm	0.11	0.18	0.01	0.23	0.09	0.02	0.081	0.11	1

También se hicieron varios estudios en yacimientos epitermales de Au/Ag para tener una opinión calificada del proyecto sobre las recomendaciones a seguir antes de iniciar el programa de perforación,

determinando la prioridad de iniciar la perforación en la Veta Corteza de mayor potencial del Sistema de Baja Sulfuración del Proyecto Esperanza.

Finalmente, cabe mencionar que este sector de Uchuro fue explorado previamente por Meridian mediante un programa de sondeos (26 ddh) con un total de 5,245m perforados, datos que serán considerados en la estimación de recursos. Mapas que con el programa de perforación, se obtuvieron sobre la Veta Corteza las 45 Secciones Transversales.

En la Sección Longitudinal de los valores de Au-Ag. En la Veta Española se observa la ubicación y los tamaños de diversos “clavos auroargentíferos” (100m con > 10 g Au/t) así como sus dos proyecciones de mineral (flujos abiertos en profundidad) que podrán explorarse por debajo de la cota 4,600.

9.9 Estudios Geofísicos

Cabe mencionar que estos trabajos fueron realizados en la zona del Proyecto Esperanza Central (alta sulfuración) y no en la zona que se centralizo la exploración que es Uchuro-Falho, para referencia presentamos los trabajos realizados en esta zona aledaña que sería blanco de exploración de posteriores campañas.

9.9.1 Magnetometría y Resistividad

Se realizó estudios geofísicos de magnetometría y de Polarización Inducida en el sector de Esperanza Central. Con estos trabajos se define un cuerpo de alta resistividad de 0.8 km x 0.4 km con orientación ENE-WSW y que alcanza una profundidad de 150 m, coincidiendo con los afloramientos silíceos de los cerros Crespo y Esperanza. Para estos estudios se completaron 20 líneas geofísicas comprendiendo un total aproximado de 34km para Magnetometría y 9Km para Polarización Inducida.

9.9.2 Magnetometría realizada por CMH

En el programa de exploraciones para el Proyecto Esperanza, está contemplado realizar estudios geofísicos de polarización inducida y magnetometría en el sector de esperanza Central, esto con la finalidad de comparar o validar la información geofísica de la zona proporcionada para efectos de continuar los trabajos exploratorios o descartar esta zona de mineralización.

9.9.3 Trabajos geológicos

En resumen, las exploraciones realizadas resultaron interesantes sobre el potencial prospectivo y minero del yacimiento de Ag-Au del Sistema Esperanza. En ese sentido, los geólogos del proyecto han realizado una Estimación con un modelamiento de las estructuras, se empleó la interpretación geológico estructural del proyecto, se modelaron 20 estructuras de las cuales solo 17 entraron al cálculo de recursos.

La continuidad de estas estructuras queda abierta y genera mayores expectativas con los resultados obtenidos en la campaña de perforación. Si bien es cierto, las estructuras mineralizadas se encuentran mejor definidas entre las fallas Uchuro y Ninajassa, en esta primera Estimación de Recursos Minerales se han cifrados 2.8 Mt 1.5 g Au/t y 131 g Ag/t, obteniéndose un Total de 361,000 oz de Au equivalente en el Sistema Uchuro-Pintapata; quedando zonas aun por explorar hacia el Norte y Sur de las mismas y en profundidad mayor a 300m siguiendo los clavos encontrados.

9.9.4 Control de Calidad (QC)

En el siguiente informe nos da a conocer los resultados del control de calidad, por lote de 40 muestras, en la cual se fueron insertando 3 muestras:

1 estándar, 1 duplicado y 1 blanco. Muestras Estándares: Han sido adquiridas al laboratorio, y presentan la siguiente característica que a continuación se detalla en el siguiente informe.

Tabla 20

Relación de estándares utilizados

Material	Ley de oro	Intervalo	Ley de plata	Intervalo	Tipo
OxC72	0.205 g/t	+/- 0.003 g/t			Baja Ley
SK52	4.107 g/t	+/- 0.029 g/t			Alta Ley
Sn26	8.543 g/t	+/- 0.072 g/t	19.63 g/t	+/- 0.037 g/t	Alta Ley
SP49	18.340 g/t	+/- 0.120 g/t	60.20 g/t	+/- 1.000 g/t	Alta Ley

En el análisis de los 04 grupos de muestras estándar. Se observan muestras fallidas entre 1 a 8 para cada grupo, tanto para los valores de oro como la plata, lo que nos da porcentajes de error entre 0.9 a 6.11 %. Considerando que el criterio de aceptación está entre 5 y 10%, tendríamos valores aceptables dentro del reporte para las muestras estándar

Para tal verificación de análisis por duplicados se han tomado de las pulpas por ser lo más representativo para este fin, se escogieron 49 muestras de los respectivos ensayos reportados por el laboratorio CIMM ; las cuales fueron enviadas para verificar los ensayos correspondientes, utilizando similar metodología y proceso analíticos. El análisis consistió de 54 muestras en total correspondiendo 49 pulpas y 4 al control del QAQC para este grupo de las cuales 1 corresponde a un Blanco, 2 a Estándares y 1 a un duplicado de la misma pulpa.

Blancos

Para el caso de las muestras blanco que se visualiza en la figura, en el área de trabajo se identificó una cantera de blancos que visualmente presenta características similares a las muestras de interés; previo a su uso, se extrajeron 5 muestras que se enviaron a

analizar al laboratorio para certificar que no contengan a los elementos de interés.

Tabla 21

Resultado de ensayo de muestras de la cantera de blancos

Código	Au ppm	Ag ppm
72695	<0.005	<0.2
72696	<0.005	<0.2
72697	0.005	<0.2
72698	0.005	<0.2
72699	0.005	<0.2

Del total de muestras analizadas, se tiene 3 y 5 muestras con problemas de contaminación para el caso de oro y plata respectivamente, pero son aceptables porque están dentro del rango permitido.

El propósito de un programa de Aseguramiento y Control de la Calidad (ACC), es asegurar la integridad de la información y garantizar que los datos generados sean de naturaleza y calidad tal que permitan su utilización en la estimación del recursos y cálculo de reservas, control de leyes, reconciliaciones, etc. este propósito se logra diseñando un adecuado programa de Aseguramiento y Control de la Calidad.

El Aseguramiento de la Calidad comprende todas aquellas acciones sistemáticas y Preestablecidas orientadas a elevar el nivel de la confianza de un programa de exploración. El Control de la Calidad abarca los procedimientos rutinarios seguidos.

Para monitorear la calidad, por lo tanto, mientras que el Aseguramiento de la Calidad lleva implícita la idea de prevención, el Control de la Calidad se relaciona con la detección de problemas en tiempo real.

También de uso estándar en la industria mineras para las Mejores Prácticas en la Exploración que permitan la utilización de los resultados en la estimación de recursos y cálculo de reservas. El porcentaje recomendado de muestras de control debe de ser alrededor del 20%, las muestras de control deben incluir la inserción de duplicados de pulpas, blancos finos y muestras de comprobación enviadas a un

segundo laboratorio certificado, las muestras deben insertarse en orden aleatorio, considerando la cantidad que conforman un lote analítico, pues el control se hace por lote y las medidas correctivas, en caso extremo, contemplan el análisis del lote completo. Para el Proyecto Esperanza, ha seleccionado cierta cantidad de muestras que constituyen el 6% del total de intervalos muestreados durante la campaña de perforación, que fueron enviados al laboratorio de comprobación para sus respectivos análisis por Au y Ag; los resultados de este ejercicio son parte de este Estudio de Pre-Factibilidad. De igual manera, LINAMEC realizará una evaluación independiente de las muestras de control insertadas durante la campaña de perforación y emitirá el reporte respectivo. Para validar las determinaciones de la densidad aparente.

9.10 Recursos y Reservas Minerales

El presente Informe describe el trabajo y culminación del Modelamiento y Estimación de yacimiento mineral de Ag que comprende un gran Sistema de Vetas del tipo Baja Intermedia Sulfuración con más de 30 estructuras mineralizadas y reconocidas en campo. Este yacimiento argentífero ha sido explorado intensamente por la empresa CMH, mediante programas de prospección geológica, muestreos geoquímicos superficiales y aplicando un Programa de Perforación DDH con 31,46m realizados en el sector principal mencionado. De esta forma durante Marzo-2013 se completó un Informe con la primera estimación de recursos con un Total de 17 Estructuras Mineralizadas así mismo, con la base de datos geológicos validada y estructuras geológicas reinterpretadas, inclusión de muestreos geoquímicos de superficie, testificación de los sondeos, incorporando nuevas secciones geológicas y la interpretación de 30- Estructuras mineralizadas, se ha obtenido un mejor modelo geológico y una Estimación de Recursos más confiable.

Estos nuevos datos (Ag-Au) del presente Informe permitirán conocer las expectativas económicas de este yacimiento mineral (Ag,Au), al

formar parte como referencia del primer Estudio de Pre-Factibilidad Económica que se ha realizado en el Proyecto Esperanza.

9.10.1 Recurso mineral

Es una concentración u ocurrencia de interés económico intrínseco dentro o fuera de la corteza terrestre, en forma y cantidad tal como para demostrar que hay perspectivas razonables para una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, contenido metálico, características geológicas y continuidad de un recurso mineral se conocen, estiman o interpretan desde una evidencia y conocimientos geológicos específicos.

9.10.2 Recurso inferido

Es aquella parte de un yacimiento mineral en el cual se puede estimar el tonelaje y contenido metálico con un bajo nivel de confianza. Se le infiere por la evidencia geológica y se le asume, pero no se verifica la continuidad geológica o el contenido metálico. Se basa en información reunida por medio de técnicas apropiadas de afloramientos, zanjas, cateos, calicatas, taladros de perforación que pueden ser limitados o de incierta calidad y confiabilidad. Bloques estimados a partir de la continuidad de bloques medidos o indicados para así determinar por taladros exploratorios a distancias no sistemáticas.

9.10.3 Recurso indicado

Es aquella que parte de un yacimiento mineral en el cual se puede estimar el tonelaje, peso específico del mineral, forma y las características físicas y el contenido metálico con un razonable nivel de confianza. Se basa en información reunida por medio de técnicas apropiadas de lugares tales como afloramientos, zanjas, calicatas, trincheras, pozos y taladros de perforación. Los lugares de muestreo y estudio se encuentran muy distanciados el uno del otro o distanciados de manera inapropiada como para confirmar la continuidad geológica y contenido metálico, pero se encuentran lo suficientemente próximos el uno del otro como para asumir dicha continuidad. Bloques con un lado

accesado físicamente o con dos taladros a distancia variable según el tipo de mineral mostrando una posible continuidad.

9.10.4 Recurso medido

Es aquella parte de un yacimiento mineral en el cual se puede estimar el tonelaje, el peso específico del mineral, la forma, las características físicas, y el contenido metálico con un alto nivel de confianza. Se basa en una información detallada y confiable de la exploración, del muestreo y evidencias reunidas por medio de técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, zanjas, calicatas, trincheras, pozos y taladros de perforación. Los lugares de muestreo y estudio se encuentran lo suficientemente próximos el uno del otro como para confirmar una continuidad geológica o del Contenido metálico.

Clasificación

Se tuvo en cuenta los parámetros de distancia mínima del compasito al bloque, y la cantidad de sondajes que participaron en entregar leyes. Estos parámetros se evalúan y el resultado se registra en el campo de nombre "CATEG" del modelo de bloques, y se usará para clasificar el tipo de recursos. Los recursos medidos tomarán 2/3 del alcance hasta 40m, los Recursos Indicados tomarán el último tercio del alcance (40 a 60m). Finalmente se consideraron Recursos Inferidos las zonas entre los sondajes dentro de la zona mineralizada y restringido por los sólidos de cada veta. El criterio seguido para categorizar recursos en el presente trabajo, se resume en el siguiente cuadro.

A continuación se da a conocer las principales consideraciones para la estimación de los recursos.

Reporte de Recursos

Las 30 vetas modeladas que forman parte de los recursos

Tabla 22*Enumeración de las vetas que forman parte del proyecto*

N° orden	Nombre	Código MS
1	Palestra	2
2	Limonita	3
3	Urso	4
4	Omega	5
5	Heimat	6
6	Corteza B	7
7	Corteza B norte	8
8	Corteza c	9
9	Corteza c1	10
10	Corteza sur1	11
11	Corteza sur2	12
12	Corteza sur 3	13
13	Corteza A	16
14	Tuca	17
15	Galena	18
16	Sutil	19
17	Cegar	20
18	Diana	21
19	Manzana	22
20	Berro	23
21	Brocoly	24
22	Palmito	25
13	Melon	26
24	Escobal	27
25	Mandioca	28
26	Chauchas	29
27	Escarola	39
28	Alcausil	31
29	Oliva	32
30	Avena	33

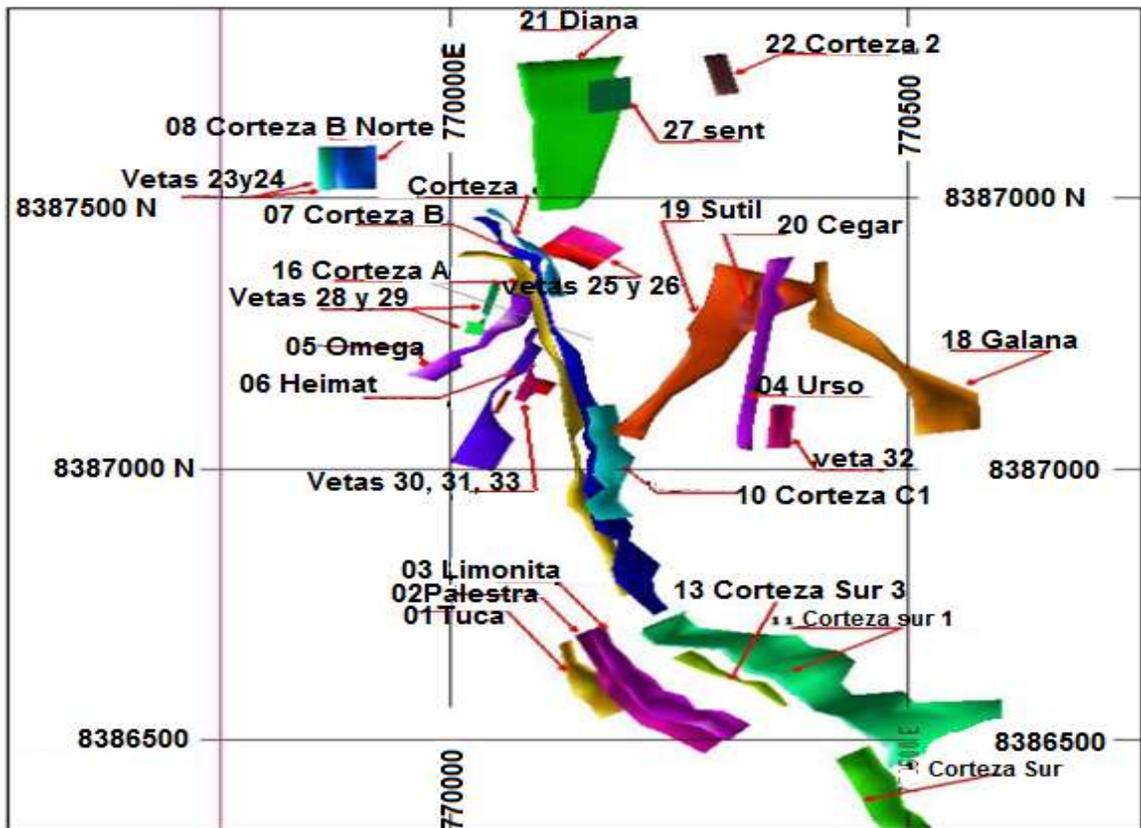


Figura 9 : Ubicación espacial de las 30 vetas del Sistema esperanza

9.11 Reservas minerales

Es la parte económicamente minable de un recurso mineral medido o indicado demostrado por lo menos por un estudio preliminar de Factibilidad. Este estudio deberá incluir información adecuada de factores geológicos, geotécnicos, factores de minería, de proceso, de metalurgia, económicos, medioambientales, sociales, gubernamentales y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada. La reserva mineral incluye la dilución de material y contingencias por pérdidas que pueden ocurrir cuando el material es minado.

9.11.1 Reservas Probables

Es la parte económicamente minable de un recurso indicado y en algunas circunstancias de un recurso mineral medido, demostrado por lo menos por un estudio de factibilidad preliminar. Este estudio debe

incluir información adecuada de factores de minería y proceso de metalurgia económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada.

9.11.2 Reservas Probadas

Se entiende por reservas probadas todo el mineral con valor por encima del tenor de corte, (6 gr/ton) y hasta 25 m de influencia vertical hacia arriba y debajo de las galerías de desarrollo sobre veta.

9.11.3 Reservas Posibles

Se toman como mínimo tres intersecciones de los sondeos con la veta dentro de 75 m como área de influencia, donde la continuidad de la veta es indicada por dichos sondeos, a partir de las áreas cubicadas como reservas probadas y probables.

Dilución

La dilución depende de la configuración geológica del yacimiento, del método de extracción seleccionado y de las condiciones de terreno encontradas. El valor de la dilución expresa en porcentaje de estéril en el mineral extraído. CIMM de Canadá encargó un estudio exhaustivo a un grupo de investigadores que se encargaron de determinar la dilución según el método de explotación empleado, considerando la dirección y buzamiento de las vetas sobre limpieza, el ancho de muestra y un comportamiento regular del macizo rocoso.

9.12 Método de explotación corte y relleno

Podemos enumerar algunos métodos en minería subterrea por lo cual también son ventajosos, pero hemos visto conveniente es el método de corte y relleno, se efectuará en las secciones anchas

de la estructura, siendo generalmente la parte con mayores contenidos metálicos.

En este sistema de explotación el mineral es tumbado en capas horizontales e m p e z a n d o por la parte inferior del rebaje o bloque mineralizado hacia arriba.

El material de relleno es tepete que proviene de las obras de preparación para los rebajes como (rampas, cruceros, contrapozos, desbordes, túneles de exploración. Este sistema consta de tres etapas.

Barre y tumbe.

Rezagado de mineral

.Rellenado.

Aplicación.

El sistema de corte y relleno con tepete puede aplicarse a vetas con inclinación mayor de 60° y con mineral razonablemente firme. Una de las grandes ventajas de este sistema es la flexibilidad y el alto grado de extracción, siendo este el motivo de ser usado en minerales con leyes irregularmente distribuidas.

Preparación

La preparación del sistema después de concluir la exploración es limitar la longitud y el echado de la zona económica de una estructura y consiste en:

Desarrollo de un nivel de acarreo a lo largo del bloque delimitado, o rampa de servicios y bajo de la veta.

Desarrollo de cruceros para acceder a la estructura, a partir de la rampa de servicios.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.

Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja

Relativamente Regular.

Potencia moderada.

Límites regulares del yacimiento.

Ventajas

Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.

Es un método seguro y alcanza un alto grado de mecanización.

Pisos uniformes (para barrenación y para rezagado).

Este método ofrece una ventaja en términos de selectividad en comparación con los otros métodos que se pueden usar en depósitos similares, y se caracteriza por la explotación discontinua del mineral de las galerías, debido a las interrupciones que son necesarias para las fases de distribución del material de relleno.

La explotación por corte y relleno puede ser utilizada en yacimientos de fuerte buzamiento.

Desventajas

Costo de explotación elevado.

Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.

Consumo elevado de materiales de fortificación.

9.13 Método Cut And Fill

Tabla 23

Geometría del yacimiento, aceptable y óptimo

Geometría del Yacimiento	Aceptable	Óptimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	>3.80
Buzamiento	>30	<80
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
Aspectos Geotécnicos	Aceptable	Óptimo
Resistencia techo	<30 Mpa	>50Mpa
Resistencia Mena	s/profundidad	>50Pma
Fracturación techo	Alta media	Media-regular
Fracturación mena Media baja		Media-media
Campo Tensional(in-situ)profundidad	Cualquiera	<1000m
Comportamiento Tenso de formalidad	Elástico	Elástico

9.13.1 Método de corte y relleno

El método de corte y relleno se define como el costo expresado en S\$/t, que representa a los costos totales de la explotación, procesamiento y comercialización del mineral. Este costo depende del método de explotación a utilizar, extracción, tecnología en el procesamiento y la eficiencia en cada uno.

Tabla 24

Resumen de costo de operación total (BECOF)

	Valor (\$/t)
Costo Variable(cut off)	100
Costo Variable Mina	35.4
Costo Variable planta	28
Costo Variable energía	36.6
Costo fijo	23.9
Costo fijo Mina	5.1
Costo fijo planta	5.6
Costo fijo servicios G.	8.2
Gastos generales y adm.	5
Costo Total	124

9.13.2 Métodos aplicables al yacimiento

De acuerdo a las características del yacimiento, tales como calidad de las rocas encajonadas, potencia promedio de vetas y uniformidad

de las estructuras se determinan qué métodos de minado son aplicables al yacimiento.

A continuación se presentan las características del yacimiento del proyecto.

Tabla 25

Inventario General de Recursos Estimados

Características del yacimiento	Descripción
Potencia de vetas	La potencia promedio de recursos es de 3.80,y el buzamiento promedio es 80
Calidad de roca	El 78% de los valores de RQD de las rocas encajonantes están por encima de 50, es decir, son de calidad de roca "regular".
Uniformidad de las estructuras	Las estructuras presentan sinuosidad tanto horizontal como vertical

De acuerdo a estos criterios se establece preliminarmente, que los métodos aplicables al yacimiento son corte y relleno ascendente y tajeos por subniveles (sub-level stoping). El método de shrinkage se descarta ya que se requiere de cajas competentes (de buena calidad de roca) y las estructuras mineralizadas deben ser uniformes.

9.13.3 Elección de método de minado

Se realiza un trade off preliminar, donde se evalúa el margen económico de ambos métodos

9.13.3.1 Recursos minerales

Tabla 26

Recursos minerales del proyecto esperanza

Clasificación	Toneladas	Recursos Minerales				
		Eq-Au(g/t)	Au(g/t)	Ag(g/t)	Potencia	Buz
tonelada de Recursos Med + Ind	812.61	5,54	2.2	208	3.76	82.5

9.14 Producción según Taylor

Se utiliza la fórmula de Taylor para estimar el ritmo de producción, el valor encontrado tiene un rango de variación del $\pm 20\%$. En la siguiente tabla se muestra la producción diaria estimada para ambos métodos.

Tabla 27*Producción anual*

$$\text{Producción Anual (t)} = 5 \times (\text{Recursos} + \text{Reservas})^{0.75}$$

Tabla 28*Producción según Taylor*

Producción por Taylor	Corte y Relleno	Taladros
Producción Anual (t/año)	146,101	146,101
N° días por año	350	350
Producción diaria(t/día)	350	350

De acuerdo a la fórmula (Taylor) que hemos utilizado, vemos en el gráfico los recursos medidos e indicados del proyecto. Evaluando este resultado se establece que el ritmo de producción diaria será de **350 tpd**.

9.14.1 Costos de operación (Opex)

Para la estimación de los costos operativos, se utilizó la metodología del CIM (Canadian Institute of Mining) detallado en el texto. Los costos y salarios han sido actualizados de acuerdo a los índices de inflación anuales hasta el presente año. Los valores estimados bajo esta metodología tienen margen de error de $\pm 30\%$.

Tabla 29*Costos de operación estimados según el método de minado*

Costos	Corte y Relleno	Taladros
Coste Variable U\$/t	119.3	107.6
Costo fijo U\$/t	4.7	5.1
Costo total U\$/t	124	112.7

9.14.2 Costos de capital (Capex)

Son las inversiones totales, realizadas tanto en la etapa pre-operativa del proyecto como en la etapa operativa. Para la estimación de los costos de capital, se utilizó la Metodología del CIM (Canadian Institute of Mining), detallado en el texto. Los valores estimados bajo esta metodología tienen margen de error del orden de $\pm 30\%$.

Tabla 30*Costos de capital estimados según el método de minado*

Inversiones	Corte y Relleno	Taladros
Inversiones Totales U\$	45,250,000	48,000,000
Inversiones por toneladas U\$/t	50.28	53,33

Margen económico unitario según método

Es el parámetro más importante a considerar en la elección del método de minado. Se obtiene al restar del Valor por Tonelada los Costos totales y las Inversiones, tal como se expone en la siguiente tabla.

Tabla 31*Margen económico unitario entre métodos de minado*

Margen económico unitario	Corte y Relleno	Taladros	Δ
	Costos		
VPT-costo variable U\$/t	80	74	
VPT-costo Total U\$/t	75	68	9%
VPT-Costos Var-Inv-U\$/t	29	20	
VPT-Costos Tot-Inv-U\$/t	25	15	39%

Método de minado seleccionado

Si la diferencia entre ambos métodos es mayor al 10% del orden de magnitud, entonces la comparación es válida. De lo contrario ambos métodos son indiferentes de aplicar.

$$\left(\frac{\text{Diferencia Economica}}{\text{Margen Economico total metodo minado}} \right) \% > 10\%$$

Ahora reemplazamos los valores.

$$\left(\frac{8,637,773}{22,200,536} \right) \% = 39\% > 10\%$$

Debido a que la diferencia entre ambos métodos es 39% respecto al orden de magnitud, el óptimo método de minado es el corte y relleno ascendente.

En el capítulo de mina, se realizará un trade off más elaborado, en donde se detallará la inversión en infraestructura mina, con la finalidad de realizar una evaluación económica de cada uno, para analizar el VAN y TIR de ambos, lo que permitirá tener mayor precisión y reconfirmar este resultado preliminar.

Resultados del estudio

De acuerdo a un trade off preliminar, se establece que el método de Minado óptimo es el de corte y relleno ascendente.

El ritmo de producción estimado es de 350 toneladas por día (tpd)
Es importante mencionar que todos los costos de operación e inversión estimados en el presente capítulo, han estado en base a cálculos teóricos y comparación con diversas operaciones mineras. Sin embargo, a partir de ahora en adelante, los costos de capital y operación que se presenten en este estudio serán determinados en base a cálculos reales.

Proyecto Esperanza

El mineral y ley de cabeza a procesar en la planta está constituido principalmente por sulfuros tales como galena, esfalerita, calcopirita y pirita, asociados a ganga cuarzosa con contenidos económicos importantes de oro y plata básicamente, siendo la ley de cabeza de acuerdo a la siguiente prueba.

Leyes de cabeza de Au y Ag del proyecto esperanza- Según Pruebas Metalúrgicas.

Oro: 2.22g/tn

Plata: 163.21g/tn

Parámetro de diseño

Los parámetros establecidos para el estudio de la Planta Metalúrgica fueron.

Capacidad de tratamiento: 350TMSD (Toneladas métricas secas por día) con proyección a 500TMSD. Proceso Metalúrgico principal. Cianuración convencional directa con el objetivo de disolver contenidos valiosos de oro y plata, Proceso que utilizará como reactivos principales el cianuro de sodio y la cal.

Se observa una relación plata/oro superior a un ratio de 100 a 1 lo que justifica y amerita la aplicación del proceso Merrill Crowe, puesto que la aplicación del carbón activado demandaría grandes volúmenes de carbón con alta ley de plata siendo el proceso de desorción y refinación altamente costoso.

9.14.3 Pruebas Metalúrgicas

Con el objetivo de determinar la mejor recuperación de los contenidos valiosos, se realizaron diferentes pruebas metalúrgicas de laboratorio con el mineral de cabeza, las cuales fueron realizadas por los siguientes laboratorios:

ED&ED Ingeniería y Servicios S.A.C.

CIMM Perú.

Efectuando un análisis de los resultados de diferentes laboratorios es evidente que la muestra es dócil al proceso de cianuración con las siguientes características:

Alta ley de plata respecto a la ley de Oro que varía de 75 a 1 hasta 110 a 1 por lo que se sugiere el proceso Merrill Crowe.

Alta recuperación de Oro desde 87% hasta 93.5%.

Buena recuperación de Plata desde 62% hasta 92.58%.

Necesidad de un grado de molienda de 80%-m200 como mínimo, cuando se utilizó 90%-m200 se obtuvieron mejores resultados metalúrgicos.

La disposición de planta que se ha planteado está basado en el proceso de cianuración directa del mineral, con dos etapas de chancado primario y secundario, y dos etapas de molienda y clasificación en hidrocuciones a fin de obtener el tamaño idóneo de cianuración 90%-m200, el sustento de esta apreciación son las diferentes pruebas metalúrgicas efectuadas.

Balance Metalúrgico

Con alimentación de 350 TPD de mineral de cabeza diaria a la planta de tratamiento, se estimaron diferentes recuperaciones según los procesos por los que pasará el mineral. En concordancia con los resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas desarrolladas se han establecido balances metalúrgicos proyectados, los cuales se pueden observar en los siguientes gráficos.

En el primer grafico se resume la recuperación y eficiencias para 350 TPD, de los valores de recuperación y eficiencias estimadas, según los tres principales procesos.

Tabla 32
Resumen recuperación y eficiencias para 350 TMSD

Proceso	Valores Estimados
Cianuración	Recuperaciones Estimadas Oro :90%,Plata 78%
Precipitación Merrill Crome	Eficiencia de precipitación estimadas Oro 97%,Plata 98%
Fusión de precipitaciones	Eficiencia de fusión estimada Oro 99,5% Plata 99,9%

Los días trabajados se ha considerado de la siguiente manera

Días de operación por mes: 30 días. Máximo.

Días de operación por año: 360 días.

La producción proyectada se refiere al centro de operaciones del proyecto esperanza; final de oro y plata.

Personal de Planta

El personal estimado para 350 TMSD requeridos para la operación de la planta se puede observar en el siguiente gráfico, siendo un total de 28 personas. Se ha determinado tres diferentes tipos de personal según sus funciones.

Tabla 33

Personal requerido en planta

Personal	planta	
Descripción	Turno	Total
Jefe supervisor		3
Ing. Superintendente	1	1
Ing. Supervisor	1	2
Operarios		20
Transporte mineral	2	2
Molienda	1	2
Cianuración	2	4
Merrill Crowe	1	2
Fusión	1	2
Funciones varias	4	8
Mantenimiento Planta		5
Ing. mantenimiento	1	1
Asist. Jefe mante.	1	2
Ayudante eléctricos	1	2

9.15 Geomecánica en el planeamiento de minado

Es la disciplina que está relacionada con el comportamiento mecánico de todos los materiales geológicos y mineros, rocas, discontinuidades geológicas, y materiales tipos de suelos. La ingeniería de rocas está relacionada con la aplicación de los principios de la ingeniería mecánica para el adecuado diseño de estructuras en la roca, generadas por la actividad minera.

Principios de la mecánica de rocas

La aplicación mecánica de rocas a la ingeniería de minas se basa en:

Toda masa rocosa puede ser perfectamente identificada por un conjunto de propiedades mecánicas, las cuales pueden ser medidas mediante ensayos de tipo estándar.

El comportamiento mecánico de una estructura minera excavada puede ser evaluado adecuadamente utilizando los fundamentos básicos de la mecánica clásica.

La capacidad de poder predecir y controlar el comportamiento mecánico de la masa rocosa, puede beneficiar económicamente la operación minera.

Estructura de la masa rocosa.

Los materiales ingenieriles con los que usualmente trabaja la mecánica clásica, son continuos, homogéneos, isótropos, lineales y elásticos, a diferencia de la masa rocosa que difícilmente muestra en la realidad estas propiedades.

9.15.1 Componentes de la masa rocosa

9.15.1.1 Roca o material rocoso:

Es el conjunto de partículas minerales, consolidado y cementado, que en la masa rocosa forma bloques de rocas intactos entre las discontinuidades.

9.15.1.2 Masa Rocosa

Es la masa rocosa insitu, la cual contiene sistemas de discontinuidades naturales (Estructuras geológicas)

9.15.1.3 Roca Fragmentada

Se refiere a la masa rocosa que ha sido perturbada por un agente mecánico, tal como la tronadura, en que la estructura básica de ella ha sido destruida.

9.15.1.4 Discontinuidad

Es todo rasgo estructural que divide la masa rocosa en bloques Aislados e intactos y que tiene baja o nula la resistencia a la tracción.

Propiedades Índices

Índice de Poros
Porosidad
Grado de saturación
Contenido de Agua
Densidad
Peso Específico.

Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

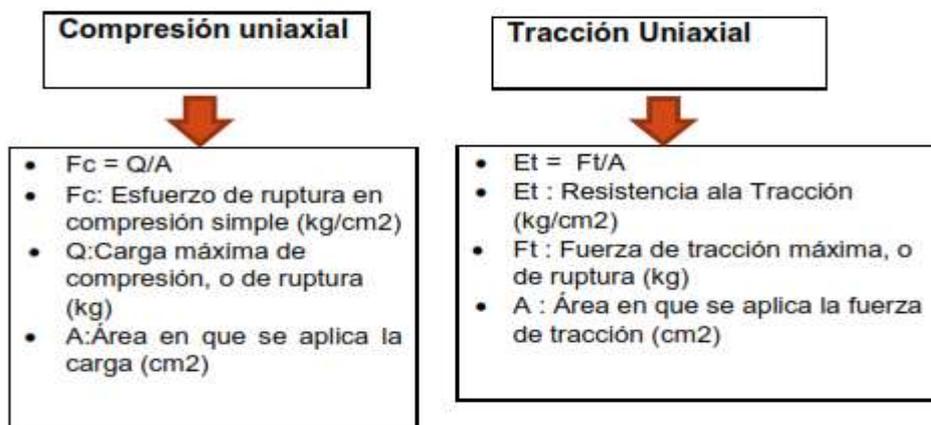


Figura 10 : Ensayo de laboratorio
Fuente : Elaboración propia

2.16.2 Clasificación Geomecánica de rocas

Toda excavación subterránea es una estructura extremadamente compleja, donde no siempre el ingeniero tiene los datos necesarios para determinar el diseño de fortificación adecuado. La mayoría de las técnicas o herramientas teóricas sólo le permiten estudiar o simular el comportamiento de una variable en particular, pero no la influencia de varios parámetros simultáneamente como ocurre en la realidad.

De aquí el importante papel que juega el criterio ingenieril, la experiencia práctica del diseñador y la importancia de asimilar determinadas condiciones del problema en estudio al de otros lugares,

a través de un sistema común de clasificación de rocas. Los sistemas de clasificación de rocas que han sido desarrollados en el tiempo, tienen diversos grados de complejidad, destacándose entre ellos los siguientes esquemas generales.

Sobre la base de una descripción esencialmente geológica, relacionada a su génesis.

Litología asociada al contenido mineralógico y características estructurales presentes.

Sobre la base de sus propiedades físicas, de su resistencia mecánica y de deformación de la roca intacta, ya sean aisladas o combinadas.

En la actualidad existen diversos sistemas de clasificación de rocas, y los más usados en el ámbito ingenieril son los siguientes:

Sistema Q (Rock Mass Quality) NGI.

Sistema RMR (Rock Mass Rating) CSIR.

Sistema RMS (Rock Mass Strength) y Sistema Laubscher.

9.15.1.5 Sistema de Clasificación Q (NGI)

Esta clasificación ha sido propuesta por Barton Lien (NGI), y está basada en el estudio de una gran cantidad de casos de estabilidad en excavaciones subterráneas. Es un indicador de calidad de roca, cuyo valor numérico se obtiene de la siguiente expresión.

Formula

Tabla 45

Formula de Bartón

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD = Índice de calidad de roca.

Jn = Número asociado al conjunto de fracturas.

Jr. = Indicador de las imperfecciones de las fracturas.

Ja = Número asociado a la alteración de fracturas.

Jw = Factor de reducción debido a la presencia de agua en las fracturas
SRF = factor de reducción de esfuerzos.

9.15.1.6 Clasificación de DEERE o RQD (1964)

La clasificación de Deere o RQD se funda en la cuantificación del grado de fractura de la roca. Permite la obtención de un índice, que es un valor cuantitativo que representa la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta las características del testigo recuperado en una perforación. Todos estos trozos enteros de testigo o estas partes de roca fracturadas se miden y se contabilizan para entonces aplicarlos a una fórmula de cálculo.

La condición para ser contabilizadas es que tengan una longitud mayor (>10cm)

$$RQD = \frac{\text{Longitud recuperada en piezas } \geq 10}{\text{Longitud de sondeo}} \times 100$$

Experimentalmente, se cumple que la curva de distribución es del tipo exponencial negativa en un gráfico Frecuencia - espaciamento:

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

Donde λ es la frecuencia media de discontinuidades por metro.

El error comprobado es de +/- 5%

9.15.1.7 Clasificación de Bieniawski (1984, 1976, 1989)

9.15.2 RMR = Rock mass rating

9.15.2.1 Clasificación geomecánica RMR

Fue presentada por Bieniawski en 1973, siendo modificada sucesivamente por el autor en 1976, 1979, 1984 y 1989. La clasificación incluye un RMR básico, independiente de la estructura de la roca, y de un factor de ajuste.

El RMR básico se obtiene estimando el rango de valores de varios parámetros:

RQD.

Resistencia a la compresión simple.

Espaciamiento de las discontinuidades.

Condiciones de las discontinuidades.

Condiciones del agua subterránea.

El método se aplica asignando la valoración correspondiente para cada parámetro. El factor de ajuste, definido cualitativamente, depende de la orientación de las discontinuidades y tiene valores distintos según se aplique a túneles, cimentaciones o taludes. El resultado de la resta (el factor de ajuste es negativo) es el índice final RMR, que puede variar entre 0 y 100, que clasifica los macizos rocosos en cinco clases. Presentamos seguidamente las Tablas dirigidas a la evaluación expeditiva de macizos rocosos de Bieniawski.

9.15.2.2 RQD (Rock Quality Designation)

Tabla 34

Puntaje según el valor del RQD

Calidad del Macizo	RQD %	Puntaje
Excelente	90 - 100	20
Buena	75 - 90	17
Regular	50 - 75	13

Mala	25 - 50	8
Muy mala	< 25	3

9.15.2.3 Resistencia a la compresión simple

Tabla 35

Puntaje según resistencia a la Compresión Simple

Clase	Descripción de roca	UCS Mpa	PLS Mpa	Identificación de campo	Puntaje
R6	Extremadamente dura	>250	>10	Los golpes de martillo geológico solo obtienen esquirlas	15
R5	Muy dura	100-250	04-oct	Se requieren muchos golpes para romper la roca	12
R4	Dura	50-100	2-4	Se rompe con más de un golpe del martillo geológico	7
R3	Moderada o mediamente dura	25-50	1-2	No puede ser escarbada con una navaja, se rompe con golpe fuerte del martillo	4
R2	Débil	may-25	N.A	Con dificultad puede ser escarbada con una navaja, marca superficiales pueden ser hechas con golpe del martillo	2
R1	Muy débil	01-may	N.A	Se disgrega o desintegra al golpe firme con la punta del martillo, puede ser escarbada con una navaja	1
R0	Extremadamente débil	<1	N.A	La roca puede ser marcada con la uña del pulgar	0

9.15.2.4 Espaciamiento de las discontinuidades

Tabla 36

Puntaje según espaciamiento de discontinuidades

Descripción	Espaciamiento (Cm)	Puntaje(RMR)
Muy junto	>200	20
Junto	60-200	15
moderadamente junto	20-60	10
Separado	jun-20	8
Muy separado	<6	5

9.15.2.5 Condiciones de las discontinuidades

Tabla 37

Puntaje según las condiciones de las discontinuidades generalizadas

Descripción	Puntaje
Superficies muy rugosa, poca extensión, paredes de roca resistente	30
Superficies poco rugosas, apertura menor a 1 mm, paredes de roca resistente	25
Idem anterior, pero con paredes de roca blanda	20

Superficies suaves o relleno de falla de 1 a 5 mm de espesor o apertura de 1 a 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros.	10
Discontinuidades abiertas, con relleno de falla de más de 5 mm de espesor o apertura de más de 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros.	0

9.16 Geomecánica en el planeamiento de minado.

Rock quality designation por sus siglas en inglés o índice de calidad de roca, está basado en el porcentaje de recuperación de testigos más de 10cm de longitud y depende indirectamente de la cantidad de fracturas y del grado de la alteración del macizo rocoso, el RQD proporciona una estimación cuantitativa de la calidad del macizo rocoso a partir de los registros de los testigos. El diámetro del testigo tiene que ser igual o superior a 57.4 mm y debe ser perforado con un doble tubo de extracción de testigo, el correcto procedimiento para la medición del RQD se muestra resumido en la siguiente figura:

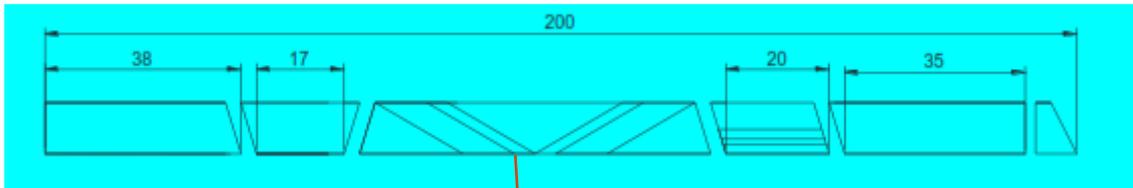


Figura 11 : Figura de RQD
Fuente : Elaboración propia



No hay entradas ≥ 10

$$L = 0$$

Longitud total del núcleo = 200 cm.

$$RQD = \sum \frac{\text{Length of core pieces} > 10 \text{ cm length}}{\text{Total length of core run}} \times 100$$

$$RQD = \frac{38+17+20+35}{200} \times 100$$

$$RQD = 55\%$$

El resultado que obtuvimos de acuerdo a la fórmula de RQD es 55%, puntaje equivalente a 13.65.

RQD, se basa en los siguientes principios

Recuperación modificada de un testigo, es decir, el porcentaje de la recuperación del testigo de un sondeo.

Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de alteración del macizo rocoso.

Se cuenta solamente superiores o iguales a 100mm (10cm) de longitud.

$$RQD = \frac{\Sigma(\text{longitud Fragmentos} \geq 10 \text{ cm})}{\text{Longitud total Perforada}} \times 100$$

De acuerdo a los intervalos de valores de RQD, la calidad de roca se divide en 5 categorías, como se muestra a continuación en la siguiente tabla.

Tabla 38

Calidad de roca en función al RQD

Calidad del Macizo	RQD %	Puntaje
Excelente	90 - 100	20
Buena	75 - 90	17
Regular	50 - 75	13
Mala	25 - 50	8
Muy mala	< 25	3

9.16.1 Procesamiento y clasificación RQD de vetas y rocas encajonantes

El procesamiento del RQD de los 94 taladros proporcionados en la base de datos del proyecto Esperanza tiene como objetivo principal determinar a partir de la información disponible la calidad de las rocas encajonantes y la calidad del cuerpo mineralizado. La metodología fue la siguiente:

Se cargaron los 94 taladros en un software de visualización.

A los 90 taladros se le agregó la información de RQD.

Se cargaron las estructuras mineralizadas.

Nos enfocamos en la intersección entre taladros y estructuras Para poder determinar en qué forma se asocian, es decir, en dónde intercepta cada taladro a cada veta, con el fin de ponderar los valores de RQD que intercepta la veta con un radio de influencia de 5m a su alrededor, y en el caso de la misma veta, se ponderó los valores a lo largo de toda la veta. La ponderación de los valores RQD es con respecto a la longitud del testigo. Los resultados de dicha ponderación de los RQD para la caja techo (C. TECHO), caja piso (C. PISO) y veta (VETA), junto al tonelaje de cada veta se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 39
Resumen de los valores de RQD de las rocas

RQD					
Código de veta	Veta	C.Techo	Veta	C.Piso	Tonelajes
04 Ur	Urso	63	42	50	29,662.00
05_Om	Omega	26	21	35	98,145.00
06_Hei	Heimat	56	43	47	1,806.00
07_Cort	Corteza B(Central)	57	48	54	207,905.00
08_Cort	Corteza B(norte)	65	52	67	18.906.00
09_Cort_c	Corteza(1Bloque)	43	58	45	246
10_Cort	Corteza(2 Bloque)	76	58	71	27,903.00
11_Cort	CORTESA B zona Sur (Bloque I)	60	56	74	6,407.00
13_Cort_sc	Corteza B zona Sur (Bloque II)	47	29	62	40,255.00
16_Cort_a	Corteza A	50	82	47	220,136.00
17_Cri	Criolla	98	39	69	17,345.00
18_Gal	Galena	38	53	35	59,764.00
19_Sut	Sutil	43		57	70,101.00
20_Ceg	Cegar	49	52	66	56,949.00

Los valores RQD caja piso y techo se promedian para poder clasificar la calidad de roca. Debido a que se sabe el tonelaje de cada veta, asocia este a la proporción de calidad de roca encajonante. Da como resultado que el 78% sea roca regular, el 18% mala y el 2% muy buena se muestra a continuación.

Tabla 40
Resumen de los valores de RQD de las rocas

RQD%	Calidad de Roca	Porcentaje Masa de Roca
25-50	Mala	18%
50-75	Regular	78%
90-100	Excelente	2%

Estos valores de RQD nos indican que el yacimiento en general tiene rocas encajonantes medianamente competentes (78% de roca regular según la clasificación RQD).

Estos resultados se utilizarán como una referencia, es decir, se asumirá esta calidad de roca para realizar el diseño y planeamiento de mina.

Producto de este análisis, la recomendación es realizar un modelo de bloque geomecánico basado en el método de clasificación de roca RMR, ya que este permitirá definir la calidad de la roca con mayor exactitud y certeza.

9.16.2 Características geotécnicas de la estructura del mineral

El proyecto Esperanza ha podido clasificar al macizo rocoso en tres tipos de roca excelente, regular. Mala.

9.16.2.1 Roca excelente

Caracteriza por ser una roca dura con poca fracturación (2 a 4 fracturas/metro lineal) no presenta alteración y poca humedad. Este tipo de macizo rocoso en labores con sección de 2.10 m x 2.40 m. no requiere sostenimiento excepto algunos pernos (cementados o con algún tipo de resina) donde presenta riesgo de caída de roca; para tajos y labores de exploración con sección 0.90 m x 2.40 m. no requiere algún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (Split Set) donde presente riesgo o se crea conveniente.

9.16.2.2 Roca regular

Se caracteriza por ser una roca poco blanda con regular cantidad de fracturas (8 a 12 fracturas/metro lineal), medianamente

alterada, humedad y se rompe con 1 – 3 golpes de la picota. Este tipo de macizo rocoso en labores con sección de 2.10 m x 2.40 m. requieren la colocación de pernos cementados o con resina y/o Split Set de manera sistemática cada 1.5 m. a 2.00 m. ya sea en la pared o techo, de igual manera se debe utilizar taladros de alivio y/o colocar Split Set preventivos en el frente de la labor; para tajos y labores de exploración con sección 0.90 m. x 2.40 m. requieren la colocación de pernos de manera sistemática cada 1.5 m. a 2.00 m. ya sea en la caja piso y/o techo de la labor.

9.16.2.3 Roca mala

9.16.3 Método de minado

Con el objetivo de reconfirmar el resultado, se realizó un Trade-off entre corte y relleno, taladros más elaborados, en donde el objetivo es comparar la inversión en infraestructura mina de ambos métodos, costos de operación y capital, de tal manera que se determine el VAN y TIR del proyecto en ambos escenarios. Primero, se repasa la comparación entre los requerimientos de los métodos de minado con las características del yacimiento.

Después de analizar la Ley y buzamientos, se puede observar que las características del macizo rocoso cumplen con los requisitos. En relación al requerimiento geotécnico, en resumen, ambos métodos se adaptan a los requerimientos.

En seguida, se realizará una evaluación económica del proyecto con cada uno de los métodos. Esta consistirá en calcular la inversión en desarrollo y preparación mina que implica cada método de minado, así como su inversión total, que incluye la inversión en maquinaria y servicios auxiliares. Luego se determina la infraestructura del proyecto mina de ambos métodos, se obtuvo las siguientes inversiones.

Tabla 41*Metraje e inversión de preparación mina: Corte y relleno*

Metraje e Inversión Infraestructura Mina (Corte y Relleno)					
Tipo de Avance	Tipo Labor	Secc.(mxm)	Metraje (m)	P.U(\$/m)	Total(\$)
	Acceso	3.5 x 3.5	225	720	n
	Acceso	4.5 x 4.5	364	819.2	298,189
	BY pass	4.5 x 4.5	2384.89	819.2	1,953,702
	Cruceros OP	3.5 x 3.5	459.6	720	330,912
Horizontal	Galería	3.5 x 3.5	2589.6	939.8	2,433,706
	Galería Conexión	3.5 x 3.5	1182.6	720	841,47
	Rampa	3.5 x 3.5	173	724.4	125,32
		2.4 x 2.4	767	828.1	635,153
Vertical	Chimeneas	2.4 x 2.4	1893.02	651.9	1,234,215
	Ore Pass	2.1x2.1	1778.81	551.5	981,163
Total General			11817.52		9,005,832

En el siguiente gráfico se puede ver las labores de desarrollo y preparación, así como el detalle de las labores para este método, también las imágenes del diseño de infraestructura mina. A continuación se presenta un gráfico comparativo, donde se resume la inversión en infraestructura mina de cada método y su diferencia económica.

Tabla 42*Comparación de inversiones en infraestructura mina*

Método de Minado	Metraje Infraestructura mina(m)	Inversión(u\$)
Corte y Relleno	11,818	9,006,000
Taladros	20,919	16,306,00
Diferencia económica		7,300,00

En seguida, se estimó los costos operativos y de capital, en donde la variación específicamente se da en el capex de mina (equipamiento), así como en los costos de operación. Es importante señalar que los bloques de reserva del yacimiento se encuentran muy dispersos entre sí, lo que ocasiona en un alto valor en la infraestructura mina para el caso del método de taladros. La siguiente figura nos muestra una vista en planta de las reservas (bloques de color rojo), en donde se puede apreciar el gran distanciamiento que hay entre las reservas.

Se concluye que el método óptimo a utilizar es el de corte y relleno debido que con este método, el proyecto tiene un mayor valor de VPN y TIR, tales como recursos diluidos, valor por tonelada, potencia y vida del proyecto, junto con los resultados económicos se encuentran detallados en el siguiente esquema.

9.16.4 Descripción del método de minado

Tabla 43
Definiciones del método de minado

Definiciones	
Sistema de Minado	Subterráneo semi-mecanizado
Método de Minado	Corte y Relleno Ascendente en breasting

9.16.4.1 La variante breasting se estableció en base a dos criterios principales

La clasificación RQD no es un valor con alta certeza como se mencionó en el subcapítulo de geotecnia, por lo tanto, a pesar de que los valores nos da como resultado unas cajas encajonantes medianamente competentes (78% de roca regular), se opta por el minado en breasting, el cual visto desde un punto de vista de seguridad, es mejor que en realce, y si se utilizan barrenos de 12 pies la productividad.

La otra razón de optar por la perforación en breasting es la selectividad y el control de la dilución, ya que la mineralización del yacimiento presenta una sinuosidad vertical y horizontal.

El mineral es extraído por franjas horizontales empezando de la parte inferior y avanzando verticalmente hacia la parte superior, en ambos casos se debe dejar una abertura aproximada de 1m entre el nivel del relleno y el techo superior. Esta abertura nos proporciona la cara libre para la voladura en la explotación del

corte. El relleno cumple dos funciones, proporcionar un nuevo piso de trabajo y dar sostenimiento a la labor.

Debido principalmente al ritmo de producción (350 TPD), la potencia promedio de la veta diluida de 4.5m y a la longitud de los tajos, en promedio 80m de largo, se determina que la explotación de los tajos se realizará mediante perforación manual (jacklegs), así como Scoops eléctricos cautivos para la limpieza de los tajos.

Debido que para poder producir 350 TPD. Se necesitará la explotación de solo dos tajos de manera permanente, se determinó el uso de scoops cautivos, adicionalmente, al realizar rampas de ataque repercute en la inversión de preparación mina y hace inviable la ejecución del proyecto. Además, debido a que son equipos eléctricos, no emiten monóxido de carbono. En cuanto al tema de mantenimiento preventivo y correctivo, estos se realizarán en los mismos tajos, y solo en casos puntuales, se sacará al taller de mantenimiento mina.

A continuación se muestra la siguiente figura del método corte y relleno en breasting con Scoop cautivo, que nos ilustra mejor al aplicar en el presente proyecto, es decir, corte y relleno ascendente en breasting. y las características propias del minado del presente proyecto.

Longitud del tajo estándar 80m

Altura del tajo estándar (Distancia entre niveles) 60m.

El minado se realizará en breasting, dejando una cara libre de 1m de distancia con respecto del piso del relleno detrítico. La altura de corte es de 2.4m, por tanto, la altura total es de 3.4m. Además, se puede ver que el método contempla dejar puentes al inicio y al final del tajo, así como chimeneas que sirvan para

el tránsito del personal y para el manipuleo de materiales, herramientas o equipos, se cuenta con un ore pass al centro del tajo para la evacuación del mineral.

9.16.5 Diseño del desarrollo y preparación mina

Para el diseño de la infraestructura de la mina se tomó en cuenta la geometría de la estructura mineralizada considerando las características de cada veta de acuerdo a los bloques de reserva.

También presenta la arquitectura de la mina junto a la topografía. El diseño de la mina consta de 5 niveles: **Nv. 4700, 4760, 4820, 4880, 4940**, el nivel intermedio se encuentra entre los niveles 4700 y 4760. Los niveles **4760, 4820, 4880 y 4940** cuentan con salida a superficie, por lo tanto cada uno de estos contará con una bocamina. Al nivel **4760** se le denominará como nivel principal ya que es el nivel de extracción, es decir por donde se extraerá el mineral de todos los niveles; por gravedad, de los tres niveles que se muestran por encima de éste y por medio una rampa de profundización de los niveles inferiores a este, es decir el nivel intermedio y el nivel 4700. Debido a que el nivel 4760 será el de extracción, este contará con un by pass, el cual servirá para el tránsito de los equipos y principalmente camiones, lo cuales captarán el mineral con la ayuda de chutes (tolvas neumáticas) de los tajos a través de los ore passes lo cual lo extrae a la superficie.

Los chutes están distribuidos solamente en los niveles 4760, 4700 y nivel intermedio. La distribución de todos ellos se muestra en el siguiente gráfico, sistema de extracción mina, Distribución y diseño, en donde se presenta todos enumerados, su ubicación de acuerdo al nivel. Se cuenta con un camino vertical conexo a la rampa de 2.4m x 2.4m que sirve como salida de emergencia.

La presente figura nos muestra la infraestructura mina y la topografía, en donde se pueden ver los cinco niveles que contará la mina: **Nv.4940, Nv. 4880, Nv. 4820, Nv. 4760, nivel intermedio 4700.**

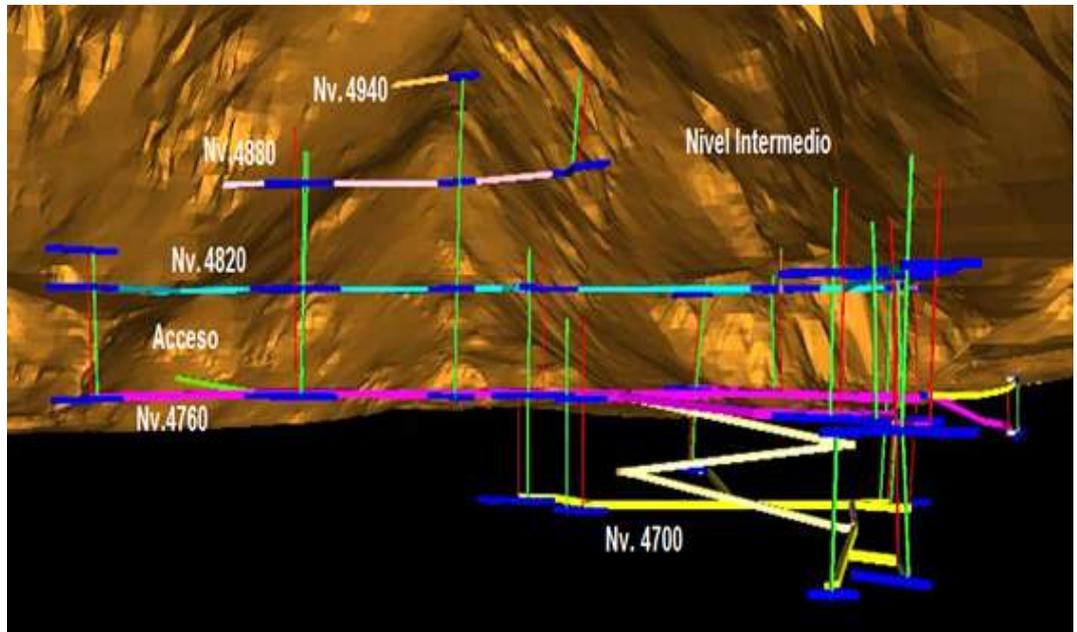


Figura 12 : Infraestructura mina y topografía
Fuente: Diseñado por el proyecto esperanza.

A continuación se presentan varias imágenes en donde se muestra la infraestructura mina vista desde varios perfiles.

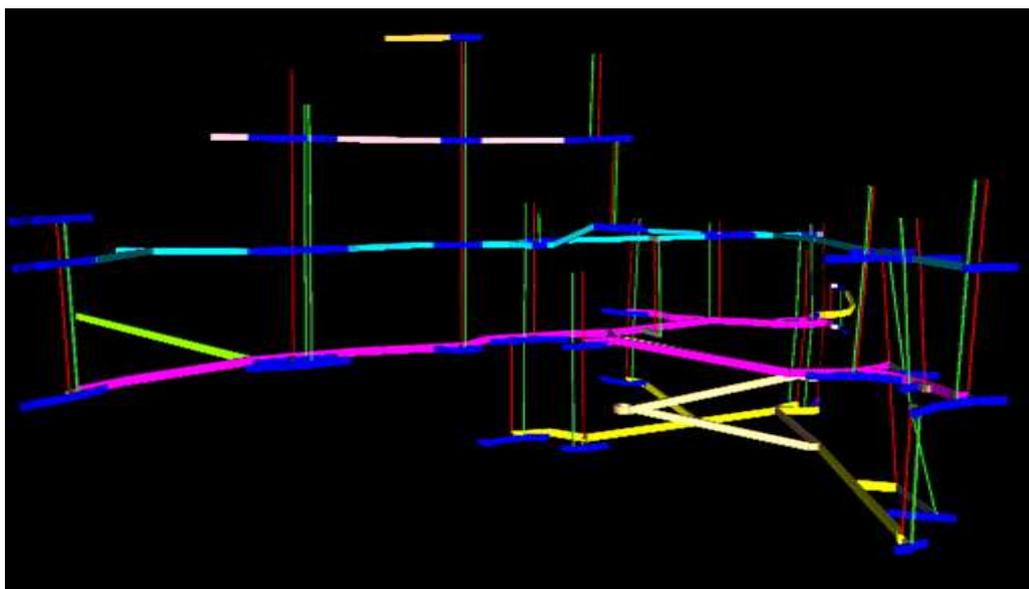


Figura 13 : Vista Frontal de la Infraestructura (frente)
Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

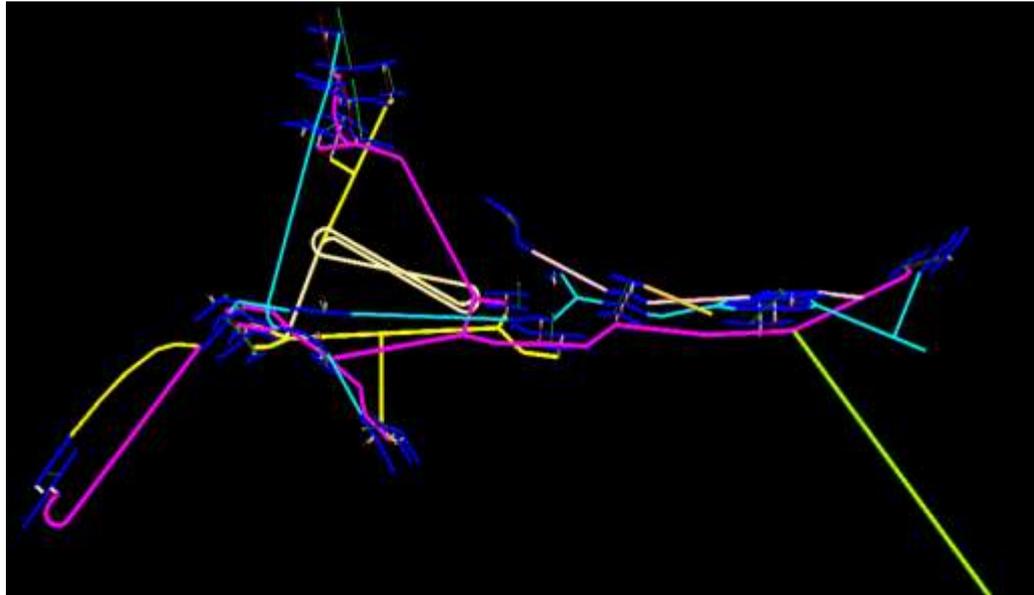


Figura 14 : Vista en planta de la infraestructura

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

Con el objetivo que se pueda identificar cada labor del diseño, desarrollo y preparación de mina, se presenta a continuación el siguiente esquema de Vistas de labores de desarrollo y preparación mina, en donde se identifica las labores y sus secciones.

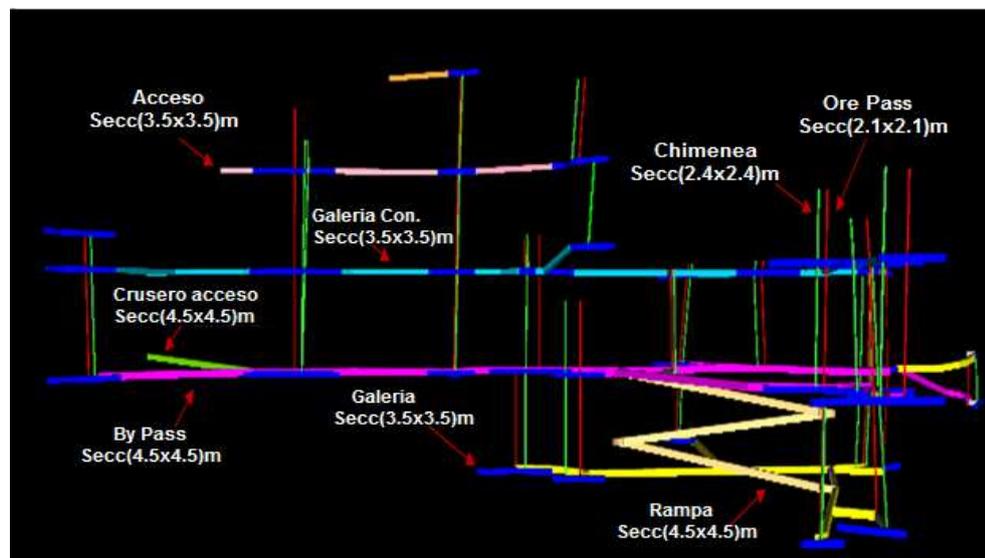


Figura 15 : Vista de labores de desarrollo y preparación mina.

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

Además, en la figura se aprecian las labores identificadas con un color en específico para que se pueda relacionar con la descripción, Vista de labores de desarrollo y preparación mina.

Niveles	CORTE Y RELLENO		Total metros
	Labor	Secc(mxmxm)	
Nv-4760 (Nivel principal)	Acceso	4.5 x 4.5	4669
	Bypass	4.5 x 4.5	
	Chimeneas	2.4 x 2.4	
	Ore pass	2.1 x 2.1	
	Cruceros OP	3.5 x 3.5	
	Galería	3.5 x 3.5	
Nv.4820	Acceso	3.5 x 3.5	2982
	Chimeneas	2.4 x 2.4	
	Ore Pass	2.1 x 2.1	
	Cruceros OP	3.5 x 3.5	
	Galería	3.5 x 3.5	
	Galería conexión	3.5 x 3.5	
Nv. Intermedio	Chimeneas	2.4 x 2.4	614
	Ore Pass	2.1 x 2.1	
	Cruceros OP	3.5 x 3.5	
	Galería	3.5 x 3.5	
	Rampa positiva	3.5 x 3.5	
	Rampa negativa	4.5 x 4.5	
Nv. 4880	Acceso	3.5 x 3.5	661
	Chimeneas	2.4 x 2.4	
	Ore Pass	2.1 x 2.1	
	Cruceros OP	3.5 x 3.5	
	Galería	3.5 x 3.5	
	Galería conexión	3.5 x 3.5	
Nv.4940	Acceso	3.5 x 3.5	107
	Cruceros OP	3.5 x 3.5	
	Galería	3.5 x 3.5	

Tabla 44 : Descripción de las labores de desarrollo y preparación

9.17 Diseño del Método de Minado

El diseño de los tajos se realizó en base a la longitud y potencia de los bloques de reserva. Los tajos se encuentran delimitados por niveles distanciados cada 60 metros. Cada tajo cuenta con su respectiva chimenea-camino (2.4 x 2.4m) y ore pass (2.1 x 2.1m). La chimenea consta de dos compartimientos; el primero es un camino para el tránsito de personal; y el segundo, servirá para el izaje de materiales, herramientas y equipos. Estas chimeneas conectarán la galería inferior y superior del tajo, lo que tiene una importancia en cuanto a ventilación y seguridad. Las galerías tienen una sección de 3.5m x 3.5m

Los cruceros OP conectan las galerías con el ore pass del tajo, conforme se avanza con el minado y tienen una sección de 3.5m x 3.5m. En la

siguiente figura se puede ver el diseño de un tajo estándar, en donde se pueden presentar las labores que comprenden el minado de un tajo.

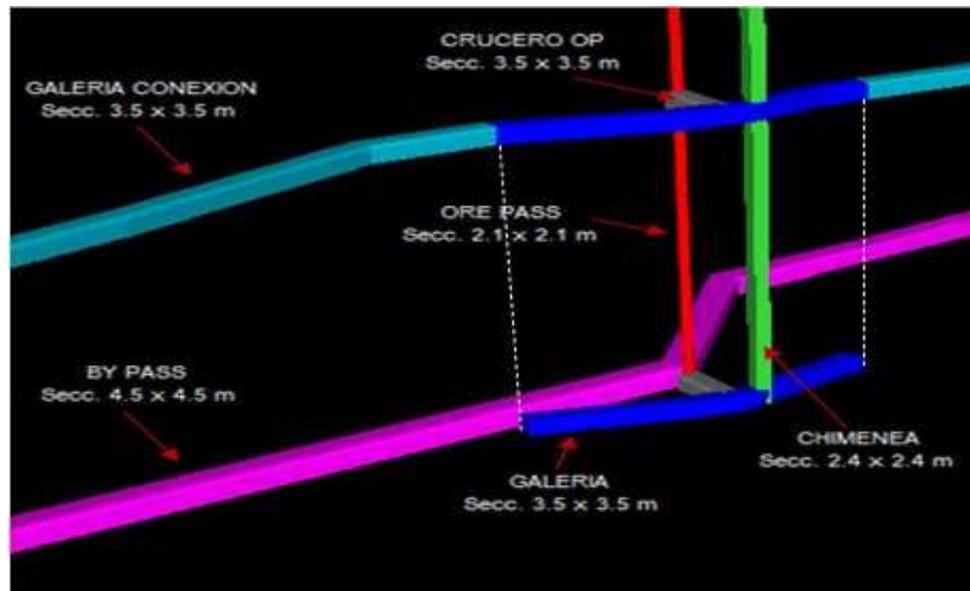


Figura 16 : Diseño de tajo estándar.

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

Es importante resaltar que se tendrá 2 tajos operativos en simultáneo con el objetivo de cumplir la producción de 350 TPD. El ciclo de minado se detallará en la siguiente figura, se puede observar el modelo de bloques de cinco de las vetas principales. Se aprecia como la infraestructura se encuentra diseñada de tal manera para poder acceder de una forma más eficiente a las reservas.

Podemos observar con detalle el modelo de bloques de cinco de las vetas principales. Se aprecia como la infraestructura se encuentra diseñada de tal manera acceder de una forma más eficiente a las reservas.

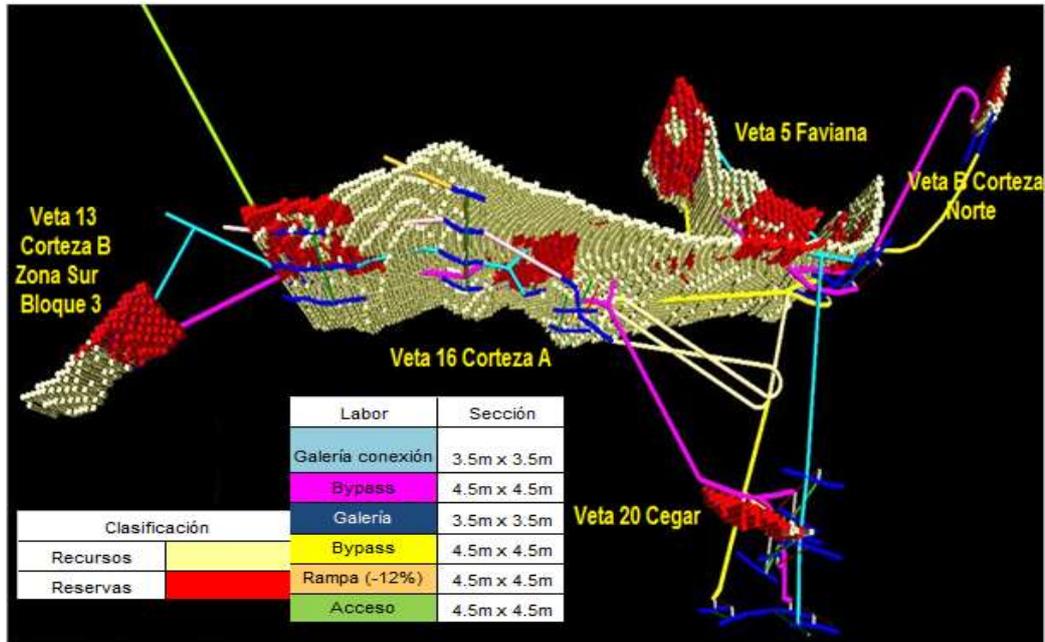


Figura 17: Infraestructura y Vetas 5, 8, 13, 16 y 20

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

9.17.1 Relleno de mina

El relleno a emplear en el ciclo de minado será del tipo detrítico, es decir, material estéril proveniente en un primer lugar de las labores de avance de mina. Este material se transportará a mina con los camiones de $15m^3$ y el material se verterá mediante las chimeneas desde la superficie hacia los tajos, en donde el scoop realizará el relleno.

En la siguiente tabla se muestra la generación total de desmonte producto de las labores de desarrollo y preparación para todo el proyecto. Esta se calculó asumiendo que la densidad del desmonte es de $2.6 \text{ tn}/m^3$. El volumen total de desarrollo y preparación mina es el siguiente: $9,172m^3$.

Los primeros dos años se realizará netamente las labores de desarrollo y preparación mina y generará $36,680m^3$ de desmonte, por lo que se almacenará este material estéril en el depósito de desmonte de forma temporal. El depósito tiene una capacidad de $52,000m^3$.

A partir del tercer año se empezará con la explotación de mina, por lo que se requerirá material detrítico para el relleno de los espacios abiertos. Entonces, se realiza un balance de generación de desmonte con respecto a su requerimiento.

Para calcular el requerimiento de relleno, se divide el tonelaje mensual de producción 10,500 tn, entre 2.6m³/t, el cual es la densidad del mineral. Esto da como resultado 4,038 m³. Por tanto, el requerimiento mensual de relleno detrítico será de 4,038m³ y la generación de desmonte mensual a partir del tercer año será de 1,528m³, por lo que la cantidad restante se completará con el desmonte generado en los 2 primeros años (36,680m³) y el material de una cantera de agregados.

Calculando el requerimiento mensual de relleno

$$m^3/mens = \frac{Ton.mensual}{\rho mineral}$$

$$m^3/mens = \frac{10,5000 t/m}{2.60 t/m^3}$$

$$m^3/mens = 4.038$$

Por tanto, de acuerdo a este balance, se asegura la sostenibilidad del abastecimiento de relleno detrítico que se necesita para completar el ciclo de minado, en consecuencia, para cumplir con el objetivo de producción de la mina. Es de importancia mencionar que no se ha considerado realizar una planta pequeña de RH, debido principalmente a que se tiene un material muy fino producto de la planta (90% malla - 200).

9.17.1.1 Ventilación

La ventilación consiste en el proceso de direccionar un flujo de aire considerable para facilitar las condiciones necesarias para los

trabajadores y equipos y se encuentren en una atmósfera de óptimas condiciones.

El circuito primario se basa en el ingreso de aire fresco por las cuatro vías de acceso -bocaminas de los niveles principales, y chimeneas de ventilación, para evacuación se efectuara ventilación forzada en los avances, por ejemplo en la profundización de la mina (rampa); para ello se colocaran ventiladores con sus respectivas mangas cuya longitud debe abarcar desde la galería de entrada hasta el frente de la labor y poder así llevar la cantidad de aire fresco necesario para el laboreo.

Para las simulaciones del sistema de ventilación se utilizó el software "Vent Sim" y los requerimientos de caudal provienen de las potencias expresadas en hp de los equipos que se utilizarán en interior mina y de la cantidad de personas.

9.17.1.2 Ventilación Natural

La ventilación natural se realiza por diferencia de temperatura y presión atmosférica y es frecuente en minas subterráneas. Este tipo de ventilación es utilizada cuando sea posible y se realiza de la siguiente forma.

Cuando el aire se calienta este se hace más ligero y tiende a subir, el aire frío se hace más pesado y tiende a bajar permitiendo la ventilación de las zonas en explotación.

Los niveles pueden ser ventilados naturalmente si se tienen las condiciones apropiadas. El aire caliente tiende a subir y se devuelve hacia la salida. Cuando los niveles se hacen más largos, la ventilación natural es menos efectiva debido a que el aire hará cortocircuito y no fluirá hasta el frente de trabajo.

Las chimeneas son muy difíciles de ventilar naturalmente. Luego de una voladura de chimenea, se producen gases calientes que tienden a

quedarse en la entrada de la misma, eventualmente los gases pueden enfriarse y salir de la chimenea.

Tabla 45

Requerimiento de aire según reglamento de seguridad

Requerimiento de Aire					
Requerimiento de Aire : Por guardia y personal Mina					
Ítem	Personal Guardia		Requerimiento aire m^3/min		
Desarrollo	3		18		
Servicios Mina	4		24		
Manto mecánico y eléctrico	4		24		
Geología y topografía	3		16		
Transporte y extracción	3		18		
Requerimiento de Aire: Equipo Diésel					
Ítem	Cantidad	Potencia Unitaria	Potencia Total	Factor simultaneo	Requerimiento de Aire m^3/min
Scoop diésel	1	270	270	0.80	648
Camiones 15m ³	3	140	420	0.65	819
Camionetas supervisión	4	100	400	0.45	540
Camioncito personal	1	100	100	0.35	105
Requerimiento Total Equipos					2,112
Total Requerimiento Aire					
Personal + Equipos				2,292	(m^3/min)
Personal + Equipos				80,942	(CFM)

La arquitectura de la mina permite múltiples conexiones a superficie a través de los niveles. Esto favorece al sistema de ventilación natural y a minimizar la ventilación forzada.

En el siguiente grafico se puede ver el sistema de ventilación de la mina, en la cual se muestran los rangos de caudales de aire en las labores del proyecto esperanza, expresados en pies³/min. Estos rangos están identificados en la leyenda mostrada.

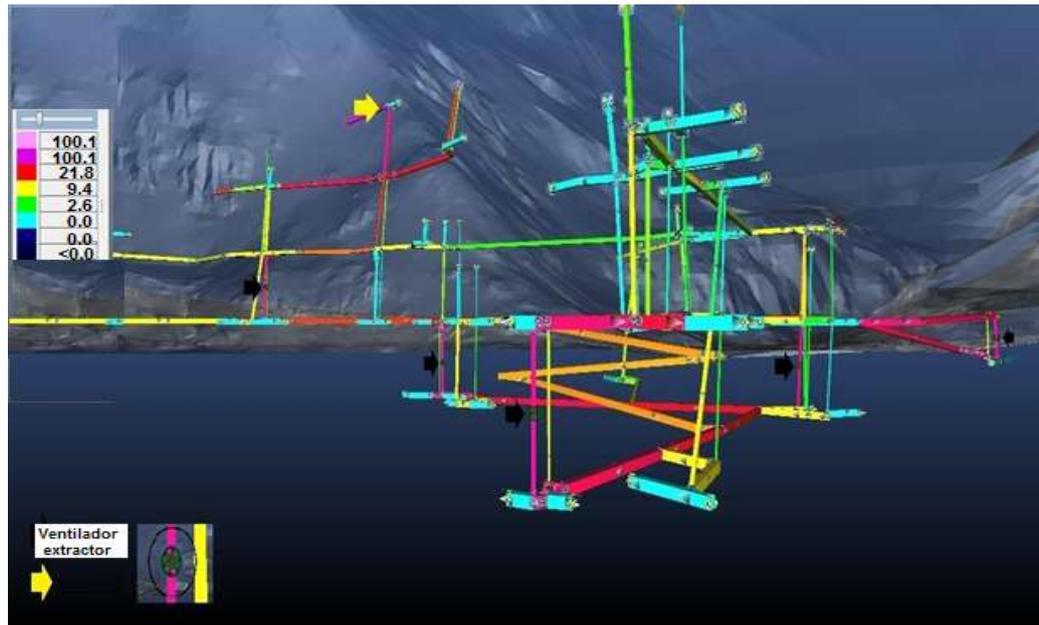


Figura 18 : Ventilación en mina.

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

Por otro lado, teniendo en cuenta el aspecto de la seguridad del personal en interior mina, se ha contemplado también el diseño de chimeneas, qué sirva como salida de emergencia del nivel 4700 hasta en nivel 4760, la cual se ilustra en la siguiente imagen.

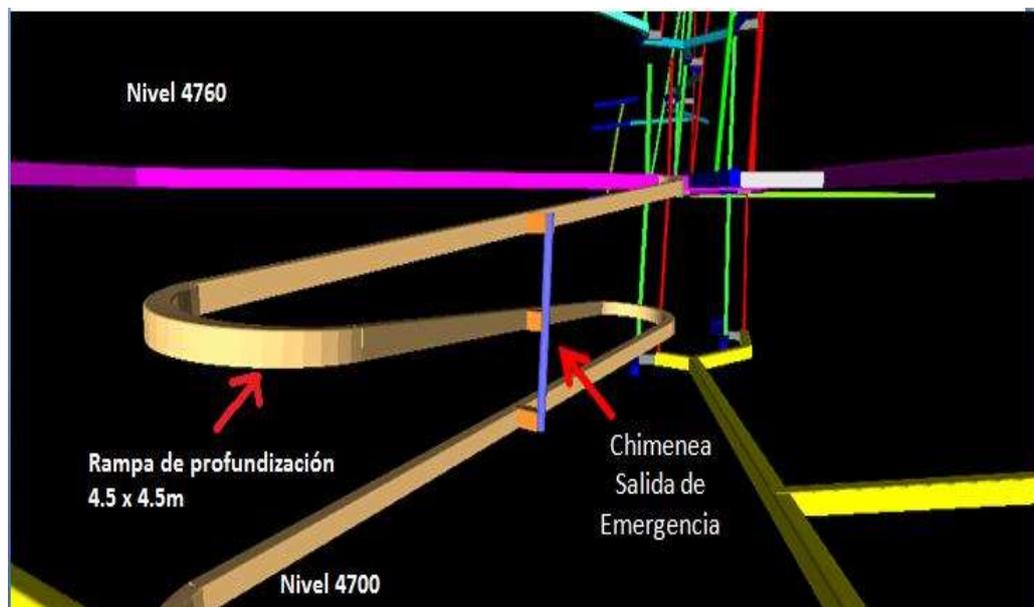


Figura 19 : Vista de diseño de chimenea de salida de emergencia.

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

Tabla 46
Requerimiento de aire comprimido interior Mina

Requerimiento de Aire Comprimido Interior Mina								
Equipo	Cantidad	Factor por Altura	Consumo Cfm.	F.S	Fugas	Desgaste	Caudal	Requerido
							Cfm	m3/s
Avances								
Jackleg	1	1.3	210	0.7	5%	5%	211	0.099
Stoper	1	1.3	210	0.7	5%	5%	211	0.099
Shotcretera	1	1.3	210	0.7	5%	5%	211	0.099
Explotación							632	0.298
Jackleg	3	1.3	210	0.7	5%	5%	632	0.298
Total							1264	0.596

9.17.2 Requerimiento de agua para mina

El abastecimiento de agua mina; se requiere bombear 522 m³ de agua diaria desde el Nv. 4695 (E 769046 N 8386983) hacia una poza de almacenamiento de 1,000 m en el Nv. 4840.

De acuerdo al estudio hidrogeológico realizado por Minconsult.se identificaron cuatro puntos de alumbramiento, los cuales se encuentran fuera del área del proyecto. Esto se puede apreciar gráficamente. Por lo tanto, no se está considerando un sistema de recirculación de agua, lo que va causar que la demanda sea abastecida con agua fresca.

9.17.3 Equipos que se requiere interior mina

A continuación se presenta un listado de los principales equipos necesarios para el proyecto esperanza, asimismo se detallan las principales características de estos.

Equipos de exploración

Perforación Diamantina

Equipos de explotación

Scoop eléctrico de 2.5 y d3. Jackleg Volquetes de 15m³

Equipos de desarrollo y preparación

Jumbo Shotcretera Scoop diesel 4.1 y d3 Jackleg Stoper.

9.17.4 Desarrollo y preparación de la mina

Se elabora la secuencia de avance para la infraestructura con el objetivo de determinar el tiempo de ejecución total. Es importante mencionar que para el avance se considera tres cuadrillas de trabajo.

Cuadrilla de Jumbo: Ejecutará todas las labores horizontales (galerías, cruceros y rampas) Cuadrilla de Jackleg(A): Apoyará al jumbo en la ejecución de las labores horizontales.

Cuadrilla de Stoper(B): Se encargará de la ejecución de las labores verticales (ore pass y chimeneas) mediante el sistema Alimak.

A continuación se presenta los rendimientos de las cuadrillas de trabajo, expresados en metros por mes (m/mes).

Tabla 47
Rendimientos asumidos de los equipos

Ítem	Rendimiento	Unidad
Jumbo	120	m/mes
Jackleg(horizontal)	80	m/mes
Stoper(vertical)	70	m/mes

Se plantea un avance en paralelo, el Jumbo a través del Nivel 4760 y la cuadrilla "A" de Jackleg a través del Nivel 4820. La cuadrilla "B" de Jackleg se dedicará a la ejecución de las labores verticales, conforme se vaya avanzando.

A partir del 8vo mes la cuadrilla "A" de Jackleg pasaría a realizar el avance del Nivel 4880 y 4940, tanto horizontal como vertical. Mientras que a partir del 11vo el Jumbo se dirige al Nivel 4820 para terminar el avance horizontal. Posteriormente, el Jumbo regresaría para terminar con el Nivel 4760 y proseguir con el Nivel Intermedio y el Nivel 4700.

Dada la secuencia planteada se tiene un tiempo total de ejecución del desarrollo y preparación de 60 meses. Los primeros dos años serían dedicados exclusivamente a la realización de las labores de avance, en los cuales se completaría 5,691 metros de los 11,818, es decir, un 48% del metraje total.

9.17.5 Cálculo aproximado en producción de mina

Para elaborar la secuencia de explotación de mina, es importante mencionar que se realizó de acuerdo a las reservas minables del reporte. Estas se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 48
Reporte total de Reservas minables

Veta	Tonelaje	Au Eq	Au	Ag	Pot	VPT(\$/t)
	Dil(t)	Dil(g/t)	Dil(g/t)	Dil(g/t)	Dil(m)	
Cortez B	195,632	5.02	1.98	189	5.09	207
Cortez A	125,706	6.7	3.08	224	3.17	276
Omega	52,144	6.44	2.18	265	8.33	266
Galana	49,967	6.76	2.61	257	2.58	279
Sutil	29,303	5.03	1.6	213	3.34	207
Cortez C1	29,110	4.69	3.43	78	2.67	193
Cortez B Norte	24,117	4.31	0.95	209	6.98	178
Mandioca	20,173	4.21	1.62	161	1.43	174
Mango	18,190	4.26	1.81	152	2.28	176
Melon	13,184	3.01	0.71	143	3.16	124
Cortez Sur 3	12,412	9.95	4.67	328	3.75	410
Palmito	11,753	6.63	1.59	313	1.28	273
Urso	10,981	5.66	1.71	245	4.75	233
Cegar	9,765	8.03	3.62	274	3.02	331
Escarola	8,164	5.54	3.34	137	1.11	229
Alcausil	7,426	7.15	3.63	219	1.37	295
Avena	5,555	25.9	9.09	1,044	1.23	1,068
Chauchas	3,274	3.77	1.59	135	1.34	155
Total general	626,857	5.88	2.4	216	4.13	242.2

Cabe resaltar que entre la veta Cortez (A) y Cortez (B) se tiene el 51 % del total de las reservas minables. A continuación se describe el ciclo de minado:

9.17.6 Descripción básica de las operaciones de explotación

Se ha planeado minar a una altura de corte de 2.4 m. El relleno se realizará dejando 1m de luz entre el techo y el nuevo piso, y estará compuesto por material detrítico (desmonte producto de las labores de desarrollo y preparación). La limpieza de mineral se realizará con scoop eléctrico, el cual estará cautivo en el tajo hasta el término de su explotación. A continuación se describirá las operaciones unitarias:

Perforación: Se realizará con una máquina jackleg equivalente al modelo "Puma". Se elaborará taladros de 8 pies en breasting, dejando una cara libre de 1m.

Voladura: El carguío de taladros se hará con anfo como carga principal y emulsiones encartuchadas con cebo. La limpieza se contará con dos Scoops eléctricos de 2.5 yd³ también para realizar la limpieza del mineral roto. Además echarán el mineral a través del ore-pass para que los camiones puedan cargarlos y transportarlos hacia la planta metalúrgica.

Sostenimiento: Se sostendrá con la ayuda de la perforadora jackleg con malla electro soldada y pernos Split set distribuidos sistemáticamente.

Relleno: El relleno detrítico se realizará con los Scoops eléctricos de 2.5 yd³.

A partir de un análisis de ciclo de minado, el cual incluye las actividades vistas líneas arriba, es decir, perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y relleno, se determinaron los rendimientos de cada tajo, expresados en toneladas/mes. Estos rendimientos fueron agrupados de acuerdo a las potencias de las vetas, a continuación se muestra el resumen de los rendimientos por cada grupo

Tabla 49

Rendimiento de producción según potencia

Grupo	Rango de Potencia(m)	Rendimiento (t/mes)
1	0-2	3,41
2	02-mar	4,23
3	03-may	5,25
4	05-ago	5,74
5	88-11	6,27
6	nov-14	6,60

Para la secuencia de explotación, se adecuaron los tajos según su rendimiento mensual para que puedan completar el objetivo mensual de producción de 10,500 toneladas. La explotación del yacimiento dura en total de 5 años (60 meses).

Para una mejor ilustración de la ubicación de los tajos, se presenta la siguiente figura, en donde se ve los principales tajos conformados por la veta principal (Cortez A), los cuales son: **Tj 201, Tj301, Tj 401, Tj 104, Tj 204 y Tj 304, Tj 208 y Tj 306.**

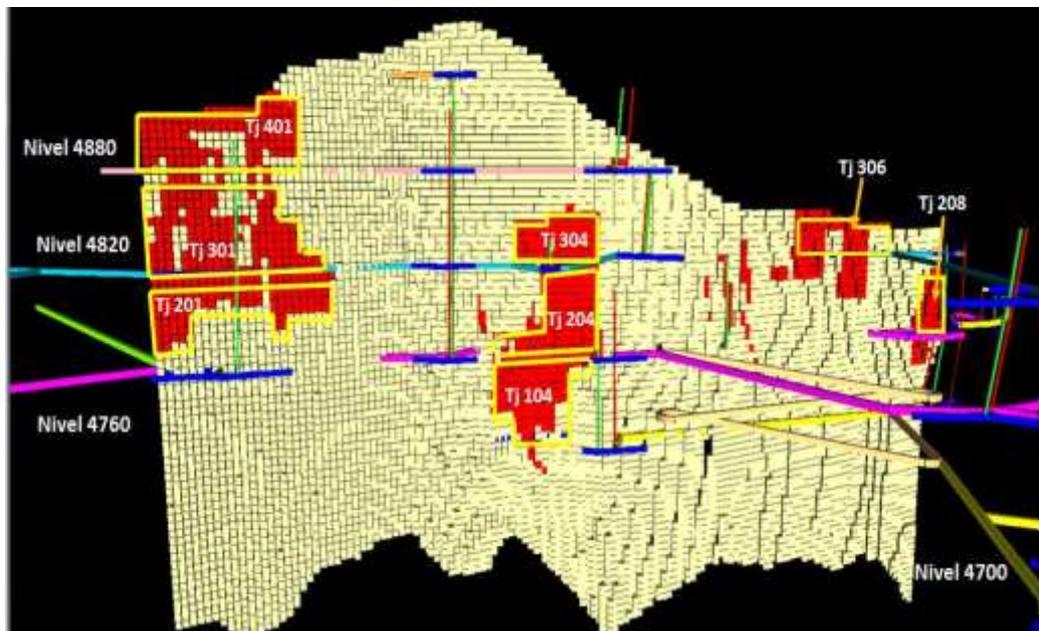


Figura 20 : Vista de tajos de la veta principal Cortez A.

Fuente : Diseñado por el proyecto esperanza.

9.17.7 Personal requerido en esta Área

El principal objetivo que se persigue en la selección del equipo y personal minero es asegurar en todas las formas posibles, que la producción este provisto del equipo adecuado para llevar a cabo una recuperación óptima del yacimiento, con la menor dilución y al costo más bajo posible. La selección del equipo minero debe ser estimada con gran cuidado, ya que una decisión errada puede afectar de manera significativa los costos de producción y reducir el beneficio del proyecto o del plan de producción.

El proceso para la selección de un equipo minero está estructurado en los siguientes pasos:

Selección del tipo de equipo requerido.

Determinación del tamaño del equipo y cantidad.

Tipo específico de equipos.

Especificaciones técnicas del equipo, tomando en cuenta tanto las Consideraciones de operación como las condiciones de mantenimiento.

Es necesario que para la primera etapa de selección del equipo se tenga un Conocimiento detallado del yacimiento, diseño, tipo de explotación de las experiencias prácticas del equipo.

El equipo minero es fabricado para un determinado fin, si no se usa para el propósito para el cual fue diseñado, el resultado no será el mejor, es decir, no tendrá el máximo desempeño ni el más bajo costo posible.

En este sentido, algunos factores que deben tomarse en cuenta para la selección de un equipo minero son los siguientes:

Topografía.

Condiciones geológicas y climatológicas.

Dureza, agresividad y grado de fracturamiento de mineral.

Estructuras geológicas presentes en el yacimiento.

La diferencia de elevación entre el sitio de carga y el de descarga para el estéril y mineral drenaje.

Ruta y distancia de transporte de estéril y mineral. Tonelaje a serremovido
Límites económicos.

El sistema de rotación propuesto de personal es 2 x 1. Se considera las guardias de trabajo: turno día, turno noche.

El personal estimado para el nivel de Producción (350 tpd)

Tabla 50

Personal requerido en esta área de minado

Requerimiento	de personal 350 TPD	
Descripción	Persona por Guardia	Total
Desarrollo		5
Operador Jumbo	1	3
Operador Scoop	1	2
Volquetes 15m ³		3
Explotación		12
Perforista	2	4
Capataz	1	4
Operador Scoop	1	4
Servicio Mina		7
Líder	1	2
	2	2
Operador de ventilación		
Encargado Explosivos	1	2
Mantenimiento		4
Electricista	1	2
Mecánico	1	2
Geología/geomorfología		4
Muestreo	1	2
Topografía	1	2
Mina		4
Superintendente	1	2
Jefe Sección Guardia	1	2
Geología		6
Superintendente	1	2
Geólogo/Área	1	2
Ing. Mecánico	1	2
Planeamiento		5
Superintendente	1	1
Jefe de Planeamiento	1	1
Ing. De planeamiento	1	2
Asistente de planeamiento	1	1
Personal Otras Áreas		30
Interior mina	10	20
Fuera mina/Almacén y otros	5	10

Reservas y Vida de la Mina

Las reservas minerales se presentan el siguiente cuadro

Descripción	Ton dil(t)	VPT dil(U\$)	Ag Eq dil(g/t)	Au dil(g/t)	Ag dil(g/t)
Reservas	626,857	242.2	365	2.4	216

Fuente: Elaboración propia, 2018

Formula:

$$vid. mina = \frac{Tot. Reservas Finales}{Rit. de Prod. (ton/año)}$$

$$vid. mina = \frac{(626\ 857 + 242.2 + 365 + 2.4 + 216)ton.}{126\ 000(ton/año)}$$

$$vid. mina = \frac{627\ 682.6 ton.}{126\ 000(ton/año)}$$

$$Vid. mina = 4.98 \cong 5 años$$

Utilizando la formula correctamente, y de acuerdo a las reservas minables, la vida de mina será un promedio de 5 años (largo plazo)

Conclusiones

La propuesta del planeamiento minero del proyecto esperanza permite la aplicación del método corte y relleno ascendente, conocido también como cut and fill, por presentar fuerte buzamiento superior a los 50° grados de inclinación y roca de caja relativamente regular y límites normales de yacimiento.

En la toma de decisiones el planeamiento minero permitió identificar el tipo de mineral que tiene el proyecto en el cual se encontró, la planificación a corto plazo siendo este por lo general de un año, lo que permite concretar las estrategias requeridas, la planificación a mediano plazo abarca un tiempo 1-3 años y produce planes de producción orientados a obtener las metas productivas y la planificación a largo plazo es un mecanismo de control, que tiene como propósito concentrar las estrategias para el desarrollo del proyecto que abarca de 5 años a más.

Se determinó que la aplicación del planeamiento minero por el método de explotación corte y relleno ascendente es eficaz por el tipo de rocas que existe en el lugar (roca incompetente), evaluando el tipo de roca, la ubicación del mineral y la distancia de las vetas, nos resulta más económico utilizar el método corte y relleno, también es altamente selectivo lo que significa que se puede trabajar secciones con alta ley, y dejar zonas de baja ley sin explorar, es un método seguro, puede alcanzar un alto grado de mecanización y se adecua a yacimientos con propiedades físicas.

Recomendaciones

Realizar estudios con los equipos más apropiados para un planeamiento minero que permita la aplicación del método explotación corte y relleno un buen estudio en el área de planeamiento de mina y la utilización de todos los recursos, para la explotación de yacimientos de la zona de estudio, una buena comunicación y mantener en buenas condiciones el control de los equipos, herramientas con capacitación permanente del personal.

Para un buen planeamiento y poder elegir el método adecuado de explotación de yacimientos se tiene que tener acceso a todas fuentes de información de la empresa minera.

Tener en cuenta el presupuesto al iniciar un proyecto minero, para que más adelante no se tenga ningún inconveniente.

Referencias bibliográficas

- Laubscher, D. (2013). Planeamientos en métodos de minería subterránea, en masa Diseño y operación de excavación y subpestañado de minas subterránea. (Tesis de pregrado).Universidad de Nueva York. Miami Estados Unidos. Recuperado de <http://planeamiento.com/minería subterránea>.
- Mujica, (2010). Seguridad en Riesgos Laborales en Minería a Gran Escala en Etapas de Prospección”, exploración de metales y minerales. (Tesis de maestría). Universidad Nacional de Huamanga .Ayacucho - Perú.
- Naranjo, R. (2014). En su tesis desarrolla una Investigación sobre un diseño óptimo en minería subterránea, con el método Sublevel (Tesis de pregrado). Universidad Politecnica.Madrid- España. Recuperado de <http://Investigacion/Diseño minería/subterránea>.
- Nicholas, E. (2013). Procedimiento de selección, SME Mining Engineering Handbook, Segundo edición, Society for Mining Engineering. (Tesis de Doctorado).Universidad de Nueva York .Estados Unidos. Recuperado de <https://Nicholas/Selection Procedure/Mining Metallurgy/Exploration>.
- Sepúlveda, G. (2013). Planeamiento de minas mediante optimización estocada, para la planificación óptima de la explotación minera (tesis de pregrado).Universidad Nacional de Colombia.Medelin-colombia.Recuperadode <https //Dialnet.estocada.es/planeamiento>.
- Rojas, C. (2013). Planeamiento de minado subterráneo, mediante Corte y Relleno Ascendente (tesis de magister).Universidad Nacional de Cajamarca. Departamento de cajamarca-Perú.ISSN - Número 13, p. 65-75. Julio 2013.

- Quispe A. (2013). Planeamiento de minado en roca caliza, aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A. (Tesis de pregrado) Universidad Nacional de Ingeniería. Lima-Perú. Recuperado de [http://planeamiento/roca caliza.es/Corporaci3n Ananea](http://planeamiento/roca%20caliza.es/Corporaci3n%20Ananea).
- Ricardo (2013). Planeamiento de Minado Subterráneo y Herramientas básicas para la explotación de minerales auríferos. (Tesis de pregrado) Universidad Nacional de Cajamarca - Cía. Boletín N° 3, Minera San Nicolás S.A, Cajamarca-Perú.
- Tacilla (2014). Proyecto Minero no Metálico de las Canteras. Estudio en proyectos Mineros. (Tesis de pregrado) Universidad Nacional de Cajamarca ubicado en el departamento de Cajamarca-Perú. Recuperado de [http// file//C:/Users/Downloads/12487-49662-1-PB](http://file//C:/Users/Downloads/12487-49662-1-PB).
- Vicente S.A.C (2013) Concesión Minera no metálica mediante el método de explotación de Tajo Abierto. (Tesis de pregrado) Universidad Nacional de Huamanga. Distrito de tambillo provincia de Huamanga. Departamento de Ayacucho-Perú.
- Smith, L. (2012).Planeamiento y producción a corto plazo en superficie Minería: Integración del software de modelado de minas con AMPL /CPLEX. Internacional. (Tesis de pregrado) Instituto de Nueva York. Estados Unidos. Recuperado de [http/Smith/planeamiento a corto plazo/miner3a subterránea](http://Smith/planeamiento%20a%20corto%20plazo/miner3a%20subterr3nea).
- Yañez, G. (2013). Sostenimiento en minería subterránea y ventilación. Universidad de Moquegua. (Tesis de maestría) Departamento de Moquegua-Perú. Recuperado de [//http//oa.unm.es/labores subterráneas](http://oa.unm.es/labores%20subterr3neas).

ANEXOS

PERFORADORA

Determinamos la eficiencia de la perforadora diamantina en el sector Uchuro Pintapata para los muestreos de las vetas, es necesario determinar el área de influencia de cada barreno 50cm, Eficiencia 70% y una disponibilidad mecánica de 75%.

$$\text{Area de Influencia} = 0.5 \times 0.7$$

$$\text{Area de Influencia} = 0.35\text{m}^3$$

Calculamos la tasa de perforación (m/h).

$$\text{Rata de Perforacion} = \frac{\text{m}^3/\text{h}}{\text{Area de infl.} \times \text{DM} \times \text{Ef. Operador}}$$

$$\text{Rata de Perforacion} = \frac{6,90}{(0.35)(0.7)(0.75)}$$

$$\text{Rata de Perforacion} = 38,33\text{m/h}$$

Rendimiento de la perforación.

$$\text{Rendimiento} = \frac{3\text{met}}{5\text{min}} \times 60 \text{min/h}$$

$$\text{Rendimiento} = 36 \text{met/h}$$

Sabiendo que se necesita una tasa de perforación 38 met/h, y tiene un rendimiento de 36 met/h, se puede determinar el número de perforadoras.

$$\text{N}^\circ \text{ de perfora.} = \frac{\text{Rata de perfo}}{\text{Rendimiento}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de perfora.} = \frac{38 \text{met/h}}{36\text{met/h}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de perfora.} = 1,05 \cong 1$$

En los muestreos entonces se necesitaría 1 perforadora diamantina.

PERFORACION INTERIOR MINA

Ahora calculamos la producción en interior mina, para ello necesitamos el tipo de perforación y es espaciamiento.

$$\text{Area de Influencia} = \text{Ret.} \times \text{Esp.}$$

$$\text{Area de Influencia} = 0.60 \times 0.60$$

$$\text{Area de Influencia} = 0.36m$$

En seguida calculamos la rata de perforación (met./h).

$$\text{Rata de Perf.} = \frac{m^3/h}{A. Infl. \times \text{Jumbox} \times \text{Oper.}}$$

$$\text{Rata de Perf.} = \frac{6.90m^3/h}{(0.36)(0.75)(0.8)}$$

$$\text{Rata de Perf.} = \frac{6.90m^3/h}{0.216}$$

$$\text{Rata de Perf.} = \frac{32,85met}{h}$$

Calculando el rendimiento.

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Perf por Barreno}}{\text{Tiemp. de Ciclo}} \times$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{2.5 \text{ met}}{3.5} \times 60 \text{ mint/h}$$

$$\text{Rendimiento} = 42,85 \frac{met}{h}$$

Calculamos el número de perforadoras teniendo en cuenta la rata de perforación.

$$N^{\circ} \text{ de Perf} = \frac{\text{Rata de Perf}}{\text{Rendimiento}}$$

$$N^{\circ} \text{ de Perf} = \frac{32,85met/h}{42,85met/h}$$

$$N^{\circ} \text{ de Perf} = 0.83 \cong 1$$

Se utiliza una perforadora por guardia, como la empresa tiene dos guardias y cuenta con tres perforadoras por motivos de alguna aberración a baje el rendimiento.

PRODUCCION INTERIOR MINA

Calculamos los carritos mineros en interior mina que recorrerán una distancia de 400 metros desde el lugar de labores hasta la salida de bocamina, para luego ser trasladado a la planta metalúrgica por los volquetes de 15 metros cúbicos, densidad del mineral $2.6 \text{ m}^3/\text{h}$

$$\text{Prod. por Dia} = \frac{350 \text{ tn/dia}}{2,6 \text{ m}^3/\text{dia}}$$

$$\text{Prod. por Dia} = 134,61 \text{ m}^3 / \text{dia}$$

La producción horaria requerida, las cual se determina de acuerdo a las horas efectivas.

$$\text{Prod./Hora} = \frac{134,61 \text{ m}^3 / \text{dia}}{16 \text{ hrs} 7 \text{ dia}}$$

$$\text{Prod./Hora} = 8,41 \text{ m}^3 / \text{hora}$$

La producción requerida es ajustada considerando la disponibilidad mecánica.

$$\text{Prod. Requerida} = \frac{\text{Prod./hora}}{\text{DMx Operad}}$$

$$\text{Prod. Requerida} = \frac{8,41 \text{ m}^3 / \text{h}}{(0,90)(0,95)}$$

$$\text{Prod. Requerida} = \frac{8,41 \text{ m}^3 / \text{h}}{0,85}$$

$$\text{Prod. Requerida} = 9,89 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Los ciclos han sido determinados en el lugar de trabajo (4), a partir de eso se determina la capacidad efectiva, tomando en cuenta el factor del cucharón (95%).

$$\text{Capac. Efec.} = \frac{\text{Prod. Requerida}}{(\text{ciclos/h})(\text{Fact. llenado})}$$

$$\text{Capac. Efec.} = \frac{9,89 \text{ m}^3 / \text{h}}{(4)(0,95)}$$

$$Capac. Efec. = \frac{9.89m^3/h}{3.8ciclos/h}$$

$$Capac. Efec. = 2.6 \cong 3m^3 \text{ Por cucharon Cargador (LHD - ST1030)}$$

Calcular la flota de camiones de $10m^3$ teniendo en cuenta los tiempos fijos y variables, a su vez tiempo de carga, descarga y maniobras en el lugar de trabajo.

$$Tiemp. de Viaje = \frac{dist.}{veloc. met./min}$$

$$Tiemp. de Viaje = \frac{400 met}{(11km/h)(17.10)}$$

$$Tiemp. de Viaje = \frac{400 met}{188.1}$$

$$Tiemp. de Viaje = 2.12 min.$$

Asumimos que el cargador frontal llenaría con 3 pases.

$$Tiemp. de Carga = Tiemp de ciclos \times N^{\circ}pases$$

$$Tiemp. de Carga = 0.95 \times 3$$

$$Tiemp. de Carga = 2.85 \cong 3 min.$$

Una vez llenado se dispone a acarrear el material teniendo en cuenta una pendiente de 11%, la velocidad en sentido descendente es 9km/hora.

$$Tiemp. de Acarreo = \frac{400 met}{(7km/h)(16.10)}$$

$$Tiemp. de Acarreo = \frac{400 met.}{112.7}$$

$$Tiemp. de Acarreo = 3.54 \cong 4min.$$

El camión se dispone a retornar al frente de trabajo para completar su ciclo operativo en condición de camión vacío, una pendiente del 11% y la velocidad de retorno serán de 15%.

$$Tiemp. Retorno = \frac{400 \text{ met}}{\frac{14 \text{ km}}{h} \times 14.1}$$

$$Tiemp. Retorno = \frac{400 \text{ met}}{197.4 \text{ km/h}}$$

$$Tiemp. Retorno = 2,02 \text{ min.}$$

Sumando el tiempo de acarreo y retorno se obtiene el tiempo variable.

$$Tiemp. Total = Tiemp \text{ fijo} + Tiemp. Variable$$

$$Tiemp. Total = 4 \text{ min} + 2 \text{ min}$$

$$Tiemp. Total = 6 \text{ min.}$$

A partir de este tiempo se puede determinar el número de ciclos por hora.

$$Ciclos / Hora = \frac{60 \text{ min/h}}{Tiemp. total \text{ cilos por hora}}$$

$$Ciclos / Hora = 10$$

Ahora se determina el volumen del material que se va transportar, para ellos utilizamos datos de producción diaria $110.41 \text{ m}^3/\text{dia}$ en volumen suelto de material.

$$Prod / hora = \frac{Prod / dia}{hora / turno}$$

$$Prod / hora = \frac{110.41 \text{ m}^3 / dia}{16 \text{ hrs} / turno}$$

$$Prod / hora = 6.90 \text{ m}^3 / hora$$

Para el rendimiento se tome en cuenta la disponibilidad de los equipos (90%), eficiencia operador (95%), además se necesita tener un cargador de repuesto, si este sufre una avería la producción requerida se vería afectada.

$$\frac{Prod}{Hora} = \frac{Prod / hora}{DM. \times Efic. oper \times DM \text{ cargad.}}$$

$$\frac{Prod}{Hora} = \frac{6.90 \text{ m}^3 / h}{(0.90)(0.95)(0.90)}$$

$$\frac{Prod}{Hora} = \frac{6.90m^3/hora}{0.76}$$

$$\frac{Prod}{Hora} = 9.07m^3/hr$$

En cada operación de carga de material se utiliza otro cargador como apoyo en caso de averías, por tal motivo no se toma en cuenta la disponibilidad mecánica porque habría otro equipo en caso de fallas mecánicas.

$$\frac{Prod}{Hora} = \frac{6.90m^3}{h}$$

De acuerdo a la operación del bolsón se considera el uso de camiones (UK-10PL) el cual posee una capacidad DE 10 tn, el camión que reemplazaría sería de 8 ton (SCHOP-103), en consideración con el cargador (LHD – ST1030), se analiza los ciclos que realizara y factor llenado de tolva.

$$Rend/Camion = N^{\circ} \text{ ciclos} \times Capac \text{ cargaxFact llenado}$$

$$Rend/Camion(UK - 10PL) = 10 \text{ ciclos/h} \times 3m^3 \times 0.95$$

$$Rend/Camion(UK - 10PL) = 10 \text{ ciclos/h} \times 2.85$$

$$Rend/Camion (UK - 10PL) = 28.5m^3/h$$

Ahora el camión con menor tonelaje que reemplazaría.

$$Prod/Camion(SCHOPFT - 1039) = 10 \text{ Ciclos/h} \times 2.5m^3 \times 0.95$$

$$Prod/Camion(SCHOPFT - 1039) = 23.75m^3/h$$

Para determinar el número de unidades, se divide la producción entre el rendimiento que tiene un solo camión.

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{Prod. \text{ Requerida}}{Redimiento}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{6.90m^3/h}{28.5m^3/h}$$

$$^{\circ} \text{ Camiones} = 0.52 \cong 1 \text{ camion.}$$

Para cumplir la meta de producción se necesita de un camión por turno (UK-10PL) 10 Tn, capacidad por cucharón $3m^3$.

Por ultimo determinamos la cantidad máxima de camiones que se pueda cargar sin demora.

$$N^{\circ} \text{ de } | \text{ Camiones} = \frac{\text{Tiemp ciclos/camion}}{\text{Tciclos Carga}}$$

$$N^{\circ} \text{ de } | \text{ Camiones} = \frac{6 \text{ min}}{2.85 \text{ min}}$$

$$N^{\circ} \text{ de } | \text{ Camiones} = 2.10 \cong 2$$

El máximo número de camiones seria 4, considerando 2 por guardia.

Cálculos los tiempos en la cual los volquetes van a transporta el desmonte a una distancia de 500m, el peso específico de dicho material es $2.7 \text{ tn}/m^3$, para calcular exactamente se determina la producción diaria del material en términos de volumen.

$$\text{Prod.}/\text{Dia} = \frac{\text{Tn}/\text{dia}}{\rho \text{ mate. suelto.}}$$

$$\text{Prod.}/\text{Dia} = \frac{350 \text{ m}^3/\text{dia}}{2.7 \text{ tn}/\text{m}^3}$$

$$\text{Prod.}/\text{Dia} = 129,62 \text{ m}^3/\text{dia}$$

Apartir de este dato determinamos la producción horaria requerida, teniendo él cuenta las horas efectivas de trabajo por turno, las horas trabajas por turno es 8.

$$\text{Prod.}/\text{Hora} = \frac{129 \text{ m}^3/\text{dia}}{16 \text{ h}}$$

$$\text{Prod.}/\text{Hora} = 8,10 \text{ m}^3/\text{h}$$

La producción es ajustada por hora de trabajo, considerando la disponibilidad de los equipos (85%), eficiencia operador (90%).

$$Prod. Requer = \frac{prod/hrs}{disp Equi.x Efi. Oper.}$$

$$Prod. Reque. = \frac{8,10 m^3/h}{(0.85)(0.90)}$$

$$Prod. Reque. = \frac{8,10m^3/h}{0.76}$$

$$Prod. Reque. = 10,65m^3/h$$

Trabajamos con un total de 4 ciclos por hora que fueron determinados en campo de operaciones, el cargador (SDLG – 1G959), calculamos la capacidad efectiva teniendo en cuenta el factor de llenado del cucharón operador (90%).

$$Capac. Efect = \frac{Prod. requer.}{ciclos/h (Fact llenado.)}$$

$$Capac. Efect. = \frac{10,65m^3/h}{(4)(0.9)}$$

$$Capac. Efect. = \frac{10,65m^3/h}{3.6 ciclos/h}$$

$$Capac. Efect. = 2.95 \frac{m^3}{h} \cong 3$$

Los camiones para trasportar el material de desmonte son los volquetes de $15m^3$ de capacidad modelo (MERCEDez –BENZ-3344), recorren una distancia de 500m (11km/17,22), el tiempo de ciclos de los camiones está dividido en fijos y variable, tiempos de carga, maniobra y tiempos de descarga.

$$Tiemp. de Viaje = \frac{distan (m)}{velocidad mt/min}$$

$$Tiemp. de Viaje = \frac{500m}{(11km/h)(17.2)}$$

$$Tiemp. de Viaje = \frac{500m}{189.2}$$

$$Tiemp. de Viaje = 2,64 mi$$

Asumiendo que el cargador llenaría el camión con 5 pases.

$$\text{Tiemp. de carga} = \text{Tiempo ciclos} \times N^{\circ} \text{ pases}$$

$$\text{Tiemp. de carga} = (0.90)(5)$$

$$\text{Tiemp. de carga} = 4.5 \text{ min}$$

El camión se dispone de acarrear el material teniendo en cuenta a su favor una pendiente de 11%, la velocidad al ir en sentido descendente es de 7km/h.

$$\text{Tiemp. de Acarreo} = \frac{500m}{(7km/h)(17.22)}$$

$$\text{Tiemp. de Acarreo} = \frac{500m}{120.54}$$

$$\text{Tiemp. de Acarreo} = 4,14 \text{ min.}$$

El camión regresa al frente de trabajo en condiciones de camión vacío, el tramo tendrá una pendiente negativa 10% con velocidad de retorno de 15km/h.

$$\text{Tiemp de Retorn.} = \frac{500m}{(14)(17.2)}$$

$$\text{Tiemp de Retorn.} = \frac{500}{240.8}$$

$$\text{Tiemp de Retorn.} = 2.07 \text{ min.}$$

Sumando el tiempo de acarreo y tiempo de retorno, se obtiene el tiempo variable.

$$\text{Tiemp. Total} = t. \text{ fijo} + t \text{ variable}$$

$$\text{Tiemp. Total} = 4,14 + 2.07$$

$$\text{Tiemp. Total} = 6.21 \text{ min.}$$

Ahora determinamos el número de ciclos por hora que efectuara cada volquete.

$$\text{Ciclos por hora} = \frac{60 \text{ min/h}}{\text{Tiemp. total ciclo}}$$

$$\text{Ciclos por hora} = 9,66$$

Ahora calculamos la eficiencia y recorrido de los volquetes de 15m^3 para trasladar el mineral de boca mina (exterior) hacia la planta metalúrgica, el cual es cargador por un cargador frontal, Distancia recorrida 900 metros.

Calculamos la producción diaria en términos de volumen.

$$\frac{\text{Prod}}{\text{Dia}} = \frac{\text{Prod Diaria}}{\rho \text{ mineral}}$$

$$\frac{\text{Prod}}{\text{Dia}} = \frac{350 \text{ tn/d}}{2.6 \text{ t/m}^3}$$

$$\frac{\text{Prod}}{\text{Dia}} = 134,61$$

Por turno de trabajo.

$$\frac{\text{m}^3}{\text{dia}} = \frac{\text{Prod/Dia}}{\text{Hrs Efect} \times \text{turno}}$$

$$\frac{\text{m}^3}{\text{dia}} = \frac{134.61\text{m}^3/\text{dia}}{16\text{hrs}}$$

$$\frac{\text{m}^3}{\text{dia}} = 8.41$$

Calculamos la producción requerida, considerando la eficiencia de los equipos Efec. Mecánica (90%), eficiencia operador (95%).

$$\text{Prod Requerida} = \frac{\text{Prod/h}}{\text{DM.} \times \text{Efic oper.}}$$

$$\text{Prod Requerida} = \frac{8.41\text{m}^3/\text{h}}{(0.90)(0.70)}$$

$$\text{Prod Requerida} = \frac{8.41\text{m}^3/\text{h}}{0.63}$$

$$\text{Prod Requerida} = 13,34 \text{ m}^3/\text{h}$$

Teniendo en cuenta 5 ciclos por hora, procedemos a calcular la capacidad efectiva del cucharón.

$$Capac. Efect = \frac{Prod\ Requer.}{(ciclos/hora(Fact\ llenado))}$$

$$Capac. Efect = \frac{13.34m^3/h}{(5ciclos/h)(0.70)}$$

$$Capac. Efect = \frac{13.34m^3/h}{3.5ciclos}$$

$$Capac. Efect = 3.81 \cong 4 m^3$$

Realizamos a calcular la flota de camiones, teniendo en cuenta la velocidad (12km/h).

$$Tiemp\ de\ Viaje = \frac{900\ met}{(velocida)(m/min)}$$

$$Tiemp\ de\ Viaje = \frac{900\ met}{(12km/h)(16.2)}$$

$$Tiemp\ de\ Viaje = \frac{900\ met}{194.4}$$

$$Tiemp\ de\ Viaje = 4.62\ min$$

Asumimos que el camión llena con 4 pases.

$$Tiemp. Carga = tiemp\ ciclos \times N^{\circ}\ pases$$

$$Tiemp. Carga = 0.7 \times 4$$

$$Tiemp. Carga = 2.8\ min \cong 3\ min$$

El volquete dispone acarrear el material teniendo una pendiente de 10% a su favor. Con una velocidad en sentido descendente de 8km/h.

$$Tiempo\ Acarreo = \frac{900\ met}{(8km/h)(16.2)} \quad Tiempo\ Acarreo = \frac{900\ met}{19.6}$$

$$Tiempo\ Acarreo = 6.94\ min$$

El camión se dispone a retornar con una pendiente de 10 %y la velocidad de retorno es de 15km/h.

$$Tiemp\ Retorno = \frac{900\ met}{(15km/h)(16.2)}$$

$$Tiemp\ Retorno = \frac{900\ met}{243}$$

$$Tiemp\ Retorno = 3.70\ min$$

Calculamos tiempo total.

$$Tiemp\ Total = T.\ fijo + T.\ variable$$

$$Tiemp\ Total = 6.94\ min + 3.70\ min$$

$$Tiemp\ Total = 10.64\ min$$

Determinamos el número de ciclos por hora.

$$Ciclos/Hora = \frac{60min/h}{Tiemp\ total\ ciclos}$$

$$Ciclos/Hora = \frac{60min/h}{10.64\ min}$$

$$Ciclos/Hora = 5.63$$

Ahora tomamos en cuenta la disponibilidad mecánica de los equipos (90%) y eficiencia (70%).

$$Prod/Hora = \frac{Prod\ horaria}{(DM)(Efc\ oper)(DMcarga)}$$

$$Prod/Hora = \frac{8.41m^3/h}{(0.90)(0.70)(0.70)}$$

$$Prod/Hora = \frac{8.41m^3/h}{0.44}$$

$$Prod/hora = 19.11m^3/h$$

Considerando la capacidad de camión $15m^3$, capacidad de cucharón cargador frontal $4m^3$ y factor de llenado de tolva del camión.

$$Prod/Camion = N^{\circ} \frac{ciclos}{h} \times Capa.\ cargaxFact.\ llenado$$

$$Prod/Camion = (5.63)(4m^3)(0.70)$$

$$Prod/Camion = 15.76m^3$$

Por ultimo determinamos las unidades que necesitan.

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{\text{Tiemp } x \text{ ciclo}}{\text{Tciclos Carga}}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{10.64}{4}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = 2.66 \cong 3 \text{ volquetes.}$$

RESUMEN DE PERFORACION

RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M. perfor	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-002	0.00	2.90	2.90	2.90	100	1.66	57
DDH-ESP11-002	2.90	3.45	0.55	0.55	100	0.00	0
DDH-ESP11-002	3.45	4.20	0.75	0.75	100	0.30	40
DDH-ESP11-002	4.20	4.60	0.40	0.40	100	0.00	0
DDH-ESP11-002	4.60	5.10	0.50	0.50	100	0.50	100
DDH-ESP11-002	5.10	5.70	0.60	0.60	100	0.22	37
DDH-ESP11-002	5.70	8.30	2.60	2.60	100	0.80	31
DDH-ESP11-002	8.30	10.60	2.30	2.30	100	0.64	28
DDH-ESP11-002	10.60	13.45	2.85	2.85	100	2.24	79
DDH-ESP11-002	13.45	16.50	3.05	3.05	100	1.79	59
DDH-ESP11-002	16.50	17.65	1.15	1.15	100	0.85	74
DDH-ESP11-002	17.65	20.10	2.45	2.45	100	2.45	100
DDH-ESP11-002	20.10	22.50	2.40	2.40	100	1.77	74
DDH-ESP11-002	22.50	25.60	3.10	3.10	100	2.74	88
DDH-ESP11-002	25.60	27.50	1.90	1.90	100	1.60	84
DDH-ESP11-002	27.50	29.10	1.60	1.60	100	0.35	22
DDH-ESP11-002	29.10	29.70	0.60	0.60	100	0.00	0
DDH-ESP11-002	29.70	31.15	1.45	1.45	100	0.22	15
DDH-ESP11-002	31.15	34.20	3.05	3.05	100	1.92	63
DDH-ESP11-002	34.20	37.30	3.10	3.10	100	1.96	63
DDH-ESP11-002	37.30	39.40	2.10	2.10	100	0.50	24
DDH-ESP11-002	39.40	41.10	1.70	1.70	100	0.00	0
DDH-ESP11-002	41.10	44.10	3.00	3.00	100	1.55	52
DDH-ESP11-002	44.10	46.10	2.00	2.00	100	1.24	62
DDH-ESP11-002	46.10	49.20	3.10	3.10	100	0.78	25
DDH-ESP11-002	49.20	52.30	3.10	3.10	100	2.01	65
DDH-ESP11-002	52.30	53.40	1.10	1.10	100	0.36	33
DDH-ESP11-002	53.40	55.60	2.20	2.20	100	0.82	37
DDH-ESP11-002	55.60	57.50	1.90	1.90	100	1.00	53
DDH-ESP11-002	57.50	59.20	1.70	1.70	100	0.62	36
DDH-ESP11-002	59.20	61.60	2.40	2.40	100	0.77	32
DDH-ESP11-002	61.60	64.50	2.90	2.90	100	0.38	13
DDH-ESP11-002	64.50	65.30	0.80	0.80	100	0.67	84
DDH-ESP11-002	65.30	67.70	2.40	2.40	100	1.00	42
DDH-ESP11-002	67.70	70.20	2.50	2.50	100	0.65	26
DDH-ESP11-002	70.20	72.80	2.60	2.50	96	1.30	50
DDH-ESP11-002	72.80	74.10	1.30	1.30	100	0.85	65
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perfor	Recuperación		RQD	

	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-002	86.10	87.40	1.30	1.20	100	0.60	46
DDH-ESP11-002	87.40	89.10	1.70	1.70	100	1.10	65
DDH-ESP11-002	89.10	89.40	0.30	0.30	100	0.10	33
DDH-ESP11-002	89.40	92.20	2.80	2.80	100	2.05	73
DDH-ESP11-002	92.20	93.30	1.10	1.10	100	0.64	58
DDH-ESP11-002	93.30	95.20	1.90	1.90	100	1.00	53
DDH-ESP11-002	95.20	97.40	2.20	2.20	100	0.67	30
DDH-ESP11-002	97.40	100.20	2.80	2.80	100	1.85	66
DDH-ESP11-002	100.20	102.80	2.60	2.60	100	1.20	46
DDH-ESP11-002	92.20	82.30	1.70	1.70	100	0.48	28
DDH-ESP11-002	89.10	95.30	1.70	1.70	100	0.38	22
DDH-ESP11-002	70.20	89.40	2.50	2.50	100	0.48	19
DDH-ESP11-002	90.10	87.30	1.60	1.60	100	0.00	0
DDH-ESP11-002	85.30	98.50	1.30	1.00	77	0.00	0
DDH-ESP11-002	86.10	87.50	0.80	0.70	88	0.00	0
			112.40	111.50	99.20%	51.16	45.52%
DDH-ESP11-003	2.80	5.30	2.50	2.40	96	1.17	47
DDH-ESP11-003	5.30	8.30	3.00	3.00	100	1.20	40
DDH-ESP11-003	8.30	11.40	3.10	3.00	97	2.40	77
DDH-ESP11-003	11.40	14.50	3.10	3.00	97	2.40	77
DDH-ESP11-003	14.50	17.60	3.10	3.10	100	2.90	94
DDH-ESP11-003	17.60	20.60	3.00	3.00	100	2.40	80
DDH-ESP11-003	20.60	23.60	3.00	3.00	100	2.80	93
DDH-ESP11-003	23.60	26.60	3.00	3.00	100	2.30	77
DDH-ESP11-003	26.60	29.60	3.00	3.00	100	2.50	83
DDH-ESP11-003	29.60	32.60	3.00	3.00	100	2.80	93
DDH-ESP11-003	32.60	35.60	3.00	2.90	97	2.50	83
DDH-ESP11-003	35.60	38.60	3.00	2.95	98	2.65	88
DDH-ESP11-003	38.60	41.60	3.00	3.00	100	1.50	50
DDH-ESP11-003	41.60	44.60	3.00	3.00	100	2.50	83
DDH-ESP11-003	44.60	46.30	1.70	1.70	100	1.30	76
DDH-ESP11-003	46.30	47.60	1.30	1.30	100	1.24	95
DDH-ESP11-003	47.60	48.00	0.40	0.40	100	0.40	100

RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perfor	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-003	68.50	69.90	1.40	1.40	100	1.00	71
DDH-ESP11-003	69.90	71.60	1.70	1.70	100	1.65	97

DDH-ESP11-003	71.60	74.60	3.00	3.00	100	2.70	90
DDH-ESP11-003	77.60	80.60	3.00	2.95	98	2.85	95
DDH-ESP11-003	74.60	77.60	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-003	77.60	80.60	3.00	2.95	98	2.85	95
DDH-ESP11-003	80.60	83.60	3.00	2.95	98	1.80	60
DDH-ESP11-003	83.60	86.60	3.00	2.95	98	1.65	55
DDH-ESP11-003	86.60	88.20	1.60	1.40	88	0.20	13
DDH-ESP11-003	88.20	89.70	1.50	1.35	90	0.00	0
DDH-ESP11-003	89.70	92.50	2.80	2.80	100	0.75	27
DDH-ESP11-003	92.50	95.60	3.10	3.05	98	1.77	57
DDH-ESP11-003	95.60	98.60	3.00	3.00	100	1.95	65
DDH-ESP11-003	98.60	101.60	3.00	3.00	100	2.60	87
DDH-ESP11-003	101.60	104.60	3.00	3.00	100	2.32	77
DDH-ESP11-003	104.60	107.60	3.00	2.95	98	2.20	73
DDH-ESP11-003	107.60	110.60	3.00	2.95	98	2.10	70
DDH-ESP11-003	110.60	113.60	3.00	3.00	100	2.30	77
DDH-ESP11-003	113.60	116.60	3.00	2.95	98	2.55	85
DDH-ESP11-003	116.60	119.50	2.90	2.90	100	1.50	52
DDH-ESP11-003	119.50	122.60	3.10	3.10	100	2.75	89
DDH-ESP11-003	122.60	125.30	2.70	2.70	100	1.62	60
DDH-ESP11-003	112.50	115.60	2.90	2.90	100	1.72	59
DDH-ESP11-003	98.40	107.70	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-003	104.40	135.20	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-003	139.70	142.80	3.10	3.10	100	2.25	73
DDH-ESP11-003	142.80	145.90	3.10	3.05	98	2.60	84
DDH-ESP11-003	145.90	149.00	3.10	3.10	100	2.10	68
DDH-ESP11-003	149.00	152.10	3.10	2.80	90	2.10	68
DDH-ESP11-003	152.10	155.20	3.10	3.10	100	2.80	90
DDH-ESP11-003	155.20	158.30	3.10	3.10	100	2.30	74
DDH-ESP11-003	158.30	161.40	3.10	3.10	100	2.20	71
DDH-ESP11-003	161.40	164.50	3.10	3.00	97	2.58	83
DDH-ESP11-003	164.50	167.60	3.10	3.10	100	1.75	56
DDH-ESP11-003	167.60	170.40	2.80	2.60	93	2.20	79
DDH-ESP11-003	170.40	173.40	3.00	3.00	100	2.60	87
DDH-ESP11-003	173.40	176.50	3.10	3.10	100	2.86	92
DDH-ESP11-003	176.50	179.10	2.60	2.60	100	1.14	44
DDH-ESP11-003	179.10	182.20	3.10	3.10	100	2.90	94
DDH-ESP11-003	182.20	184.70	2.50	2.50	100	1.54	62
DDH-ESP11-003	184.70	185.90	1.20	0.40	33	0.00	0
DDH-ESP11-003	189.50	189.90	0.40	0.40	100	0.40	100
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perf	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-003	192.30	193.30	1.00	0.85	85	0.00	0
DDH-ESP11-003	193.30	193.90	0.60	0.30	50	0.00	0
DDH-ESP11-003	193.90	194.60	0.70	0.70	100	0.15	21
DDH-ESP11-003	194.60	195.50	0.90	0.35	39	0.20	22
DDH-ESP11-003	195.50	197.30	1.80	1.50	83	0.00	0
DDH-ESP11-003	197.30	198.20	0.90	0.65	72	0.00	0

DDH-ESP11-003	198.20	198.20	0.00	0.00	0	0.00	0
DDH-ESP11-003	198.20	198.90	0.70	0.20	29	0.00	0
DDH-ESP11-003	198.90	200.20	1.30	1.30	100	0.35	27
DDH-ESP11-003	200.20	203.20	3.00	2.20	73	1.05	35
DDH-ESP11-003	203.20	204.50	1.30	0.90	69	0.40	31
DDH-ESP11-003	204.50	206.60	2.10	2.05	98	1.10	52
DDH-ESP11-003	206.60	209.60	3.00	3.00	100	2.20	73
DDH-ESP11-003	209.60	212.60	3.00	3.00	100	2.85	95
DDH-ESP11-003	212.60	215.60	3.00	3.00	100	2.25	75
DDH-ESP11-003	215.60	218.60	3.00	3.00	100	2.28	76
DDH-ESP11-003	218.60	221.60	3.00	3.00	100	2.20	73
DDH-ESP11-003	221.60	224.60	3.00	3.00	100	2.58	86
DDH-ESP11-003	224.60	227.60	3.00	3.00	100	2.68	89
DDH-ESP11-003	227.60	230.60	3.00	3.00	100	2.10	70
DDH-ESP11-003	230.60	233.60	3.00	3.00	100	2.15	72
DDH-ESP11-003	233.60	236.60	3.00	3.00	100	2.30	77
DDH-ESP11-003	236.60	239.60	3.00	3.00	100	2.07	69
DDH-ESP11-003	234.60	240.60	2.80	2.80	100	1.10	39
DDH-ESP11-003	245.60	250.60	3.10	3.10	100	0.85	27
DDH-ESP11-003	248.50	251.10	2.60	2.60	100	1.20	46
DDH-ESP11-003	251.10	254.15	3.05	3.05	100	2.35	77
DDH-ESP11-003	254.15	257.25	3.10	3.10	100	1.60	52
DDH-ESP11-003	257.25	258.80	1.55	1.55	100	0.70	45
DDH-ESP11-003	258.80	259.30	0.50	0.50	100	0.00	0
DDH-ESP11-003	259.30	260.60	1.30	1.30	100	0.53	41
DDH-ESP11-003	260.60	263.60	3.00	3.00	100	1.30	43
DDH-ESP11-003	263.60	266.60	3.00	3.00	100	1.58	53
DDH-ESP11-003	266.60	269.60	3.00	3.00	100	2.70	90
DDH-ESP11-003	269.60	272.60	3.00	2.95	98	2.40	80
DDH-ESP11-003	272.60	275.60	3.00	3.00	100	2.40	80
DDH-ESP11-003	275.60	278.60	3.00	3.00	100	1.92	64
DDH-ESP11-003	278.60	281.60	3.00	3.00	100	2.20	73
DDH-ESP11-003	281.60	282.30	0.70	0.60	86	0.50	71
DDH-ESP11-003	287.60	290.60	3.00	3.00	100	2.90	97
DDH-ESP11-003	290.60	293.60	3.00	3.00	100	2.70	90
DDH-ESP11-003	293.60	296.60	3.00	3.00	100	3.00	100
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perf	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-03A	1.80	3.00	1.20	1.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	3.00	3.90	0.90	0.90	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	13.70	16.80	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	3.90	5.10	1.20	1.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	5.10	6.90	1.80	1.70	94	0.00	0
DDH-ESP11-03A	6.90	7.40	0.50	0.50	100	0.50	100
DDH-ESP11-03A	7.40	8.90	1.50	1.50	100	0.90	60
DDH-ESP11-03A	8.90	10.60	1.70	1.70	100	1.00	59

DDH-ESP11-03A	23.00	26.10	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	10.60	13.70	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	13.70	16.80	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	16.80	19.90	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	19.90	23.00	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	23.00	26.10	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	26.10	29.20	3.10	3.10	100	2.70	87
DDH-ESP11-03A	29.20	32.30	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	32.30	35.40	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	35.40	38.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	47.40	50.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	38.40	41.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	41.40	44.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	44.40	47.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	47.40	50.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	50.40	53.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	53.40	56.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	56.40	59.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	59.40	62.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	62.40	65.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	65.40	68.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	68.40	69.80	1.40	1.40	100	1.40	100
DDH-ESP11-03A	69.80	72.00	2.20	2.20	100	0.50	23
DDH-ESP11-03A	65.40	68.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	72.00	74.30	2.30	2.30	100	1.20	52
DDH-ESP11-03A	74.30	76.30	2.00	2.00	100	0.70	35
DDH-ESP11-03A	76.30	78.40	2.10	2.10	100	1.10	52
DDH-ESP11-03A	78.40	79.60	1.20	1.20	100	0.60	50
DDH-ESP11-03A	79.60	81.50	1.90	1.90	100	1.15	61
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perf	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-03A	84.30	85.60	1.30	1.30	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	85.60	85.80	0.20	0.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	85.80	86.10	0.30	0.30	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	86.10	87.00	0.90	0.90	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	87.00	90.00	3.00	3.00	100	1.30	43
DDH-ESP11-03A	90.00	93.10	3.10	3.10	100	2.80	90
DDH-ESP11-03A	93.10	95.40	2.30	2.30	100	1.40	61
DDH-ESP11-03A	95.40	98.50	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	98.50	99.50	1.00	1.00	100	1.00	100
DDH-ESP11-03A	99.50	101.80	2.30	2.30	100	2.30	100
DDH-ESP11-03A	101.80	103.50	1.70	1.70	100	1.70	100
DDH-ESP11-03A	103.50	105.00	1.50	1.50	100	1.50	100

DDH-ESP11-03A	105.00	108.10	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	108.10	111.20	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	111.20	114.10	2.90	2.90	100	2.90	100
DDH-ESP11-03A	114.10	116.60	2.50	2.50	100	2.10	84
DDH-ESP11-03A	118.20	116.10	2.40	2.40	100	1.70	71
DDH-ESP11-03A	122.20	122.80	0.60	0.60	100	0.60	100
DDH-ESP11-03A	122.80	124.60	1.80	1.80	100	0.40	22
DDH-ESP11-03A	124.60	126.80	2.20	2.20	100	2.20	100
DDH-ESP11-03A	126.80	129.10	2.30	2.30	100	1.60	70
DDH-ESP11-03A	129.10	131.10	2.00	2.00	100	2.00	100
DDH-ESP11-03A	131.10	131.80	0.70	0.70	100	0.70	100
DDH-ESP11-03A	131.80	133.30	1.50	1.50	100	1.50	100
DDH-ESP11-03A	133.30	135.00	1.70	1.70	100	1.70	100
DDH-ESP11-03A	135.00	137.10	2.10	2.10	100	2.10	100
DDH-ESP11-03A	137.10	138.20	1.10	1.10	100	1.10	100
DDH-ESP11-03A	138.20	141.30	3.10	3.10	100	2.70	87
DDH-ESP11-03A	141.30	142.30	1.00	1.00	100	0.20	20
DDH-ESP11-03A	142.30	143.80	1.50	1.50	100	0.40	27
DDH-ESP11-03A	143.80	145.50	1.70	1.70	100	0.60	35
DDH-ESP11-03A	145.50	146.70	1.20	1.20	100	0.40	33
DDH-ESP11-03A	146.70	148.80	2.10	2.10	100	0.40	19
DDH-ESP11-03A	148.80	150.60	1.80	1.70	94	0.00	0
DDH-ESP11-03A	150.60	151.80	1.20	1.00	83	0.00	0
DDH-ESP11-03A	151.80	153.20	1.40	0.40	29	0.00	0
DDH-ESP1-03A	153.20	154.30	1.10	0.80	73	0.00	0
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.perfo	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-03A	155.60	156.80	1.20	1.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	156.80	157.60	0.80	0.80	100	0.20	25
DDH-ESP11-03A	157.60	158.20	0.60	0.60	100	0.60	100
DDH-ESP11-03A	158.20	158.60	0.40	0.40	100	0.30	75
DDH-ESP11-03A	158.60	160.40	1.80	1.80	100	1.40	78
DDH-ESP11-03A	160.40	163.00	2.60	2.60	100	1.80	69
DDH-ESP11-03A	163.00	166.10	3.10	3.10	100	2.50	81
DDH-ESP11-03A	166.10	169.20	3.10	3.10	100	1.00	32
DDH-ESP11-03A	169.20	172.10	2.90	2.90	100	2.87	99
			168.90	167.15	98.96%	126.72	75.03%

DDH-ESP11-03A	1.80	3.00	1.20	1.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	3.00	3.90	0.90	0.90	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	3.90	5.10	1.20	1.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	5.10	6.90	1.80	1.70	94	0.00	0

DDH-ESP11-03A	6.90	7.40	0.50	0.50	100	0.50	100
DDH-ESP11-03A	7.40	8.90	1.50	1.50	100	0.90	60
DDH-ESP11-03A	8.90	10.60	1.70	1.70	100	1.00	59
DDH-ESP11-03A	10.60	13.70	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	13.70	16.80	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	16.80	19.90	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	19.90	23.00	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	23.00	26.10	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	26.10	29.20	3.10	3.10	100	2.70	87
DDH-ESP11-03A	29.20	32.30	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	32.30	35.40	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	35.40	38.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	38.40	41.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	41.40	44.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	44.40	47.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	47.40	50.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	50.40	53.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	53.40	56.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	56.40	59.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	59.40	62.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	62.40	65.40	3.00	3.00	100	3.00	100
DDH-ESP11-03A	65.40	68.40	3.00	3.00	100	3.00	100
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perf	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-03A	72.00	74.30	2.30	2.30	100	1.20	52
DDH-ESP11-03A	74.30	76.30	2.00	2.00	100	0.70	35
DDH-ESP11-03A	76.30	78.40	2.10	2.10	100	1.10	52
DDH-ESP11-03A	78.40	79.60	1.20	1.20	100	0.60	50
DDH-ESP11-03A	79.60	81.50	1.90	1.90	100	1.15	61
DDH-ESP11-03A	81.50	82.70	1.20	1.20	100	1.70	142
DDH-ESP11-03A	82.70	84.30	1.60	1.60	100	0.50	31
DDH-ESP11-03A	84.30	85.60	1.30	1.30	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	85.60	85.80	0.20	0.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	85.80	86.10	0.30	0.30	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	86.10	87.00	0.90	0.90	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	87.00	90.00	3.00	3.00	100	1.30	43
DDH-ESP11-03A	90.00	93.10	3.10	3.10	100	2.80	90
DDH-ESP11-03A	93.10	95.40	2.30	2.30	100	1.40	61
DDH-ESP11-03A	95.40	98.50	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	98.50	99.50	1.00	1.00	100	1.00	100
DDH-ESP11-03A	99.50	101.80	2.30	2.30	100	2.30	100
DDH-ESP11-03A	101.80	103.50	1.70	1.70	100	1.70	100
DDH-ESP11-03A	103.50	105.00	1.50	1.50	100	1.50	100

DDH-ESP11-03A	105.00	108.10	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	108.10	111.20	3.10	3.10	100	3.10	100
DDH-ESP11-03A	111.20	114.10	2.90	2.90	100	2.90	100
DDH-ESP11-03A	114.10	116.60	2.50	2.50	100	2.10	84
DDH-ESP11-03A	122.20	122.80	0.60	0.60	100	0.60	100
DDH-ESP11-03A	122.80	124.60	1.80	1.80	100	0.40	22
DDH-ESP11-03A	124.60	126.80	2.20	2.20	100	2.20	100
DDH-ESP11-03A	126.80	129.10	2.30	2.30	100	1.60	70
DDH-ESP11-03A	129.10	131.10	2.00	2.00	100	2.00	100
DDH-ESP11-03A	131.10	131.80	0.70	0.70	100	0.70	100
DDH-ESP11-03A	131.80	133.30	1.50	1.50	100	1.50	100
DDH-ESP11-03A	133.30	135.00	1.70	1.70	100	1.70	100
DDH-ESP11-03A	135.00	137.10	2.10	2.10	100	2.10	100
DDH-ESP11-03A	137.10	138.20	1.10	1.10	100	1.10	100
DDH-ESP11-03A	138.20	141.30	3.10	3.10	100	2.70	87
DDH-ESP11-03A	141.30	142.30	1.00	1.00	100	0.20	20
DDH-ESP11-03A	142.30	143.80	1.50	1.50	100	0.40	27
DDH-ESP11-03A	143.80	145.50	1.70	1.70	100	0.60	35
DDH-ESP11-03A	145.50	146.70	1.20	1.20	100	0.40	33

RQD DDH - ESP11 - 002

DDH	Profundidad		M.Perf	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH-ESP11-03A	150.60	151.80	1.20	1.00	83	0.00	0
DDH-ESP11-03A	151.80	153.20	1.40	0.40	29	0.00	0
DDH-ESP11-03A	153.20	154.30	1.10	0.80	73	0.00	0
DDH-ESP11-03A	154.30	154.70	0.40	0.35	88	0.00	0
DDH-ESP11-03A	154.70	155.60	0.90	0.90	100	0.80	89
DDH-ESP11-03A	155.60	156.80	1.20	1.20	100	0.00	0
DDH-ESP11-03A	156.80	157.60	0.80	0.80	100	0.20	25
DDH-ESP11-03A	157.60	158.20	0.60	0.60	100	0.60	100
DDH-ESP11-03A	158.20	158.60	0.40	0.40	100	0.30	75
DDH-ESP11-03A	158.60	160.40	1.80	1.80	100	1.40	78
DDH-ESP11-03A	160.40	163.00	2.60	2.60	100	1.80	69
DDH-ESP11-03A	163.00	166.10	3.10	3.10	100	2.50	81
DDH-ESP11-03A	166.10	169.20	3.10	3.10	100	1.00	32
DDH-ESP11-03A	169.20	172.10	2.90	2.90	100	2.87	99
			168.90	167.15	98.96%	126.72	75.03%

DDH-ESP11-04A	0.00	0.50	0.50	0.20	40	0.00	0
DDH-ESP11-04A	0.50	1.20	0.70	0.70	100	0.33	47
DDH-ESP11-04A	1.20	3.80	2.60	2.60	100	1.30	50
DDH-ESP11-04A	3.80	5.00	1.20	1.20	100	0.89	74
DDH-ESP11-04A	5.00	7.00	2.00	2.00	100	0.65	33

DDH-ESP11-04A	7.00	7.70	0.70	0.50	71	0.00	0
DDH-ESP11-04A	7.70	10.70	3.00	3.00	100	1.28	43
DDH-ESP11-04A	10.70	13.70	3.00	3.00	100	1.94	65
DDH-ESP11-04A	13.70	16.40	2.70	2.60	96	0.82	30
DDH-ESP11-04A	16.40	18.45	2.05	2.05	100	0.13	6
DDH-ESP11-04A	18.45	19.60	1.15	1.15	100	0.90	78
DDH-ESP11-04A	19.60	22.70	3.10	2.95	95	2.10	68
DDH-ESP11-04A	22.70	24.40	1.70	1.60	94	0.12	7
DDH-ESP11-04A	24.40	26.00	1.60	1.30	81	0.30	19
DDH-ESP11-04A	26.00	28.20	2.20	2.20	100	1.10	50
DDH-ESP11-04A	28.20	30.40	2.20	2.20	100	1.05	48
DDH-ESP11-04A	30.40	32.00	1.60	1.60	100	0.55	34
DDH-ESP11-04A	32.00	34.30	2.30	2.30	100	1.60	70
DDH-ESP11-04A	34.30	37.40	3.10	3.10	100	2.45	79
DDH-ESP11-04A	37.40	40.50	3.10	3.10	100	1.80	58
DDH-ESP11-04A	40.50	43.60	3.10	3.10	100	2.40	77
RQD DDH - ESP11 - 002							
DDH	Profundidad		M.Perf	Recuperación		RQD	
	Desde	Hasta		Mts.	%	L.Troz>10cm	%
DDH.ESP11-04A	46.60	47.90	1.30	1.10	85	0.30	23
DDH-ESP11-04A	47.90	50.00	2.10	2.00	95	0.75	36
DDH-ESP11-04A	50.00	51.30	1.30	1.30	100	0.15	12
DDH-ESP11-04A	51.30	52.60	1.30	1.30	100	0.00	0
DDH-ESP11-04A	52.60	53.70	1.10	1.00	91	0.00	0
DDH-ESP11-04A	53.70	56.00	2.30	2.30	100	1.20	52
DDH-ESP11-04A	56.00	58.40	2.40	2.20	92	0.45	19
DDH-ESP11-04A	58.40	61.50	3.10	3.10	100	2.05	66
DDH-ESP11-04A	61.50	64.60	3.10	3.10	100	1.39	45
DDH-ESP11-04A	64.60	67.60	3.00	3.00	100	1.33	44
DDH-ESP11-04A	67.60	70.70	3.10	3.10	100	2.47	80
DDH-ESP11-04A	70.70	73.80	3.10	3.10	100	2.25	73
DDH-ESP11-04A	73.80	76.80	3.00	3.00	100	2.38	79
DDH-ESP11-04A	76.80	79.80	3.00	3.00	100	2.42	81
DDH-ESP11-04A	79.80	80.10	0.30	0.30	100	0.11	37
DDH-ESP11-04A	80.10	83.10	3.00	3.00	100	2.00	67
DDH-ESP11-04A	83.10	85.50	2.40	2.40	100	1.73	72
DDH-ESP11-04A	85.50	88.60	3.10	3.10	100	1.50	48
DDH-ESP11-04A	88.60	90.70	2.10	2.10	100	0.54	26
DDH-ESP11-04A	90.70	92.40	1.70	1.70	100	1.50	88
DDH-ESP11-04A	92.40	94.90	2.50	2.50	100	1.45	58
DDH-ESP11-04A	94.90	97.90	3.00	3.00	100	1.60	53
DDH-ESP11-04A	97.90	100.10	2.20	2.20	100	0.85	39
DDH-ESP11-04A	100.10	102.10	2.00	2.00	100	0.65	33
DDH-ESP11-04A	102.10	103.90	1.80	1.80	100	0.50	28

DDH-ESP11-04A	103.90	105.10	1.20	1.20	100	0.15	13
DDH-ESP11-04A	105.10	106.40	1.30	1.30	100	0.55	42
DDH-ESP11-04A	106.40	109.50	3.10	3.10	100	2.40	77
DDH-ESP11-04A	109.50	112.60	3.10	3.10	100	2.10	68
DDH-ESP11-04A	112.60	115.70	3.10	3.10	100	2.05	66
DDH-ESP11-04A	115.70	117.20	1.50	1.50	100	0.80	53
DDH-ESP11-04A	117.20	119.00	1.80	1.80	100	0.70	39
DDH-ESP11-04A	119.00	121.50	2.50	2.50	100	1.70	68
DDH-ESP11-04A	121.50	123.80	2.30	2.30	100	1.00	43
DDH-ESP11-04A	123.80	126.20	2.40	2.40	100	1.10	46
DDH-ESP11-04A	126.20	127.10	0.90	0.90	100	0.30	33
DDH-ESP11-04A	127.10	129.60	2.50	2.50	100	0.65	26

NIVELES DE LOS TAJOS

Nivel	Tajo	Tipo de avance	Tiempo. acumulado	Tipo de labor
Nv-4760	Tj 201	Horizontal	3.03	Acceso
			3.34	By pass
			3.46	Cruceros OP
			4.11	Galería
		Vertical	4.97	Chimeneas
			5.83	Ore Pass
	Tj 202	Horizontal	4.11	By pass
			4.20	Cruceros OP
			4.98	Galería
		Vertical	6.70	Chimeneas
	Tj 203	Horizontal	6.33	By pass
			6.41	Cruceros OP
			6.82	Galería
		Vertical	7.56	Chimeneas
			8.42	Ore Pass
	Tj 204	Horizontal	7.60	By pass
			7.69	Cruceros OP
			8.40	Galería
		Vertical	9.28	Chimeneas
			10.13	Ore Pass
	Tj 205	Horizontal	10.96	By pass
			11.04	Cruceros OP
			11.33	Galería
		Vertical	17.74	Chimeneas
			18.62	Ore Pass
	Tj 206	Horizontal	25.31	By pass
			25.39	Cruceros OP
			25.93	Galería
		Vertical	26.82	Chimeneas
			27.70	Ore Pass
Tj 207	Horizontal	27.02	By pass	
		27.09	Cruceros OP	
		27.86	Galería	
	Vertical	28.72	Chimeneas	
		29.58	Ore Pass	
Tj 208	Horizontal	28.35	By pass	
		28.42	Cruceros OP	
		28.68	Galería	
	Vertical	30.44	Chimeneas	
Nivel	Tajo	Tipo de avance	Tiempo acumulado	Tip o de labor

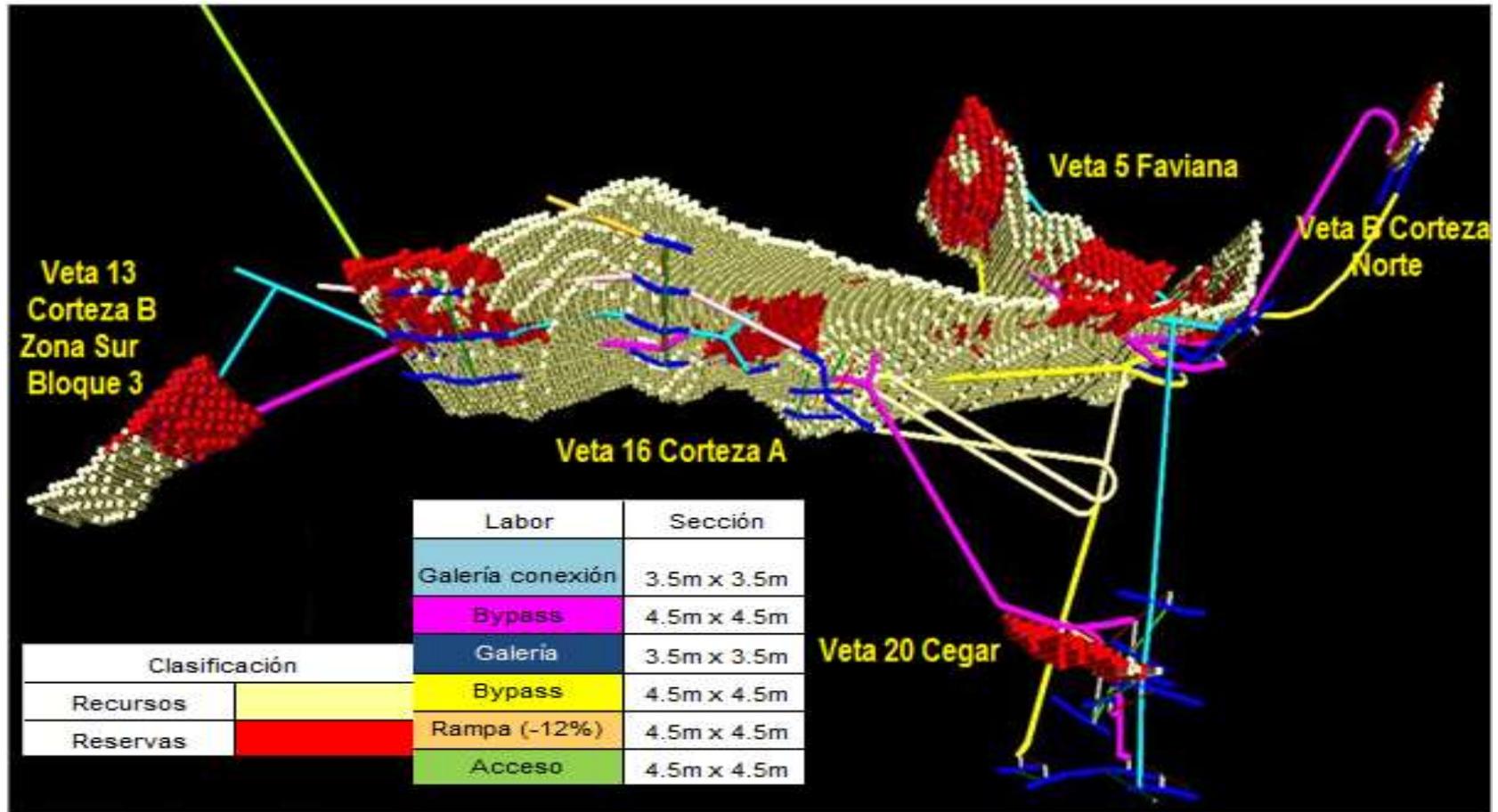
	Tj 209	Horizontal	31.29	Ore Pass		
			29.33	By pass		
			29.41	Cruceros OP		
			29.82	Galería		
		Vertical	31.94	Chimeneas		
			32.58	Ore Pass		
			Tj 210	Horizontal	31.82	By pass
					31.88	Cruceros OP
	32.72	Galería				
	Vertical	33.59		Chimeneas		
		34.45	Ore Pass			
	Tj 211	Horizontal	33.10	By pass		
			33.29	Cruceros OP		
			33.65	Galería		
		Vertical	35.38	Chimeneas		
	36.29		Ore Pass			
	Tj 212	Horizontal	34.24	By pass		
			34.30	Cruceros OP		
			34.50	Galería		
		Vertical	37.15	Chimeneas		
			38.01	Ore Pass		
	Tj 213	Horizontal	34.78	By pass		
			34.87	Cruceros OP		
			35.70	Galería		
		Vertical	38.88	Chimeneas		
	39.74		Ore Pass			
	Tj 214	Horizontal	24.30	By pass		
			24.39	Cruceros OP		
25.15			Galería			
Vertical		26.01	Chimeneas			
		26.87	Ore Pass			
Nv-4820	Tc 208	Horizontal	17.85833333	Galería Conexión		
			18.075	Galería		
	Tj 301	Vertical	1.59	Acceso		
			2.58	Galería		
			2.68	Cruceros OP		
		Vertical	10.99	Chimeneas		
	11.85		Ore Pass			
Tj 302	Horizontal	2.78	Galería Conexión			
	Vertical	3.90	Galería			
Nivel	Tajo	Tipo de avance	Tiempo acumulado	Tipo de labor		
	Tj 303		4.02	Cruceros OP		
		Vertical	12.73	Chimeneas		
		Horizontal	5.51	Galería Conexión		

			6.12	Galería
			6.25	Cruceros OP
	Vertical		13.59	Chimeneas
			14.45	Ore Pass
	Tj 304	Horizontal	7.03	Galería Conexión
			7.62	Galería
			7.74	Cruceros OP
	Vertical		14.80	Chimeneas
			15.16	Ore Pass
	Tj 305	Horizontal	11.57	Galería Conexión
			11.71	Galería
			11.78	Cruceros OP
	Vertical		18.84	Chimeneas
			19.05	Ore Pass
	Tj 306	Horizontal	14.08	Galería Conexión
			14.63	Galería
			14.71	Cruceros OP
	Vertical		20.78	Chimeneas
			21.06	Ore Pass
	Tj 307	Horizontal	15.15	Galería Conexión
			15.66	Galería
			15.73	Cruceros OP
	Vertical		21.21	Chimeneas
			21.35	Ore Pass
	Tj 308	Horizontal	16.32	Galería Conexión
			16.87	Galería
			16.94	Cruceros OP
	Vertical		21.51	Chimeneas
			21.61	Ore Pass
	Tj 309	Horizontal	17.21	Galería Conexión
			17.65	Galería
			17.74	Cruceros OP
	Vertical		21.72	Chimeneas
			21.84	Ore Pass
	Tj 310	Horizontal	19.6983	Galería Conexión
				20.1983
	Vertical		20.28	Cruceros OP
Nivel	Tajo	Tipo de avance	Tiempo acumulado	Tipo de labor
		Vertical	21.9497619	Chimeneas
	Tj 311	Horizontal	20.68	Galería Conexión
			21.47	Galería
			21.54	Cruceros OP
	Vertical		22.36404762	Chimeneas
			22.7783	Ore Pass

	Tj 312	Horizontal	21.59	Galería Conexión	
			22.07	Galería	
			22.14	Cruceros OP	
		Vertical	23.0783	Chimeneas	
			23.3783	Ore Pass	
	Tj 313	Horizontal	22.65	Galería Conexión	
			23.03	Galería	
			23.10	Cruceros OP	
		Vertical	23.9497619	Chimeneas	
			24.52119048	Ore Pass	
Tj 314	Horizontal	19.63803571	Galería Conexión		
		20.42553571	Galería		
		20.50053571	Cruceros OP		
	Vertical	24.82119048	Chimeneas		
		25.12119048	Ore Pass		
Nv-Intermedio	Tj Intermedio	Horizontal	37.14	Rampa	
			39.37	Rampa	
			39.45	Cruceros OP	
			40.23	Galería	
		Vertical	40.24	Chimeneas	
			40.74	Ore Pass	
Nv-4880	Tj 401	Horizontal	8.19	Acceso	
			9.35	Galería	
			9.42	Cruceros OP	
		Vertical	11.89	Chimeneas	
			12.18	Ore Pass	
	Tj 403	Horizontal	10.88	Galería Conexión	
			11.48	Galería	
			11.61	Cruceros OP	
		Vertical	13.99	Chimeneas	
			14.86	Ore Pass	
Tj 404	Horizontal	16.06	Galería Conexión		
	Vertical	17.16	Galería		
Nivel	Tajo	Tipo de avance	Tiempo acumulado	Tipo de labor	
Nv-4940 Nv-4700		Vertical	17.24	Cruceros OP	
			17.97	Chimeneas	
			18.70	Ore Pass	
	Tc 403	Horizontal	13.12	Acceso	
			13.58	Galería	
			13.71	Cruceros OP	
			Tj 100	44.40	Rampa
				45.75	By pass
				45.83	Cruceros OP
		46.65	Galería		

	Vertical	47.51	Chimeneas
		48.37	Ore Pass
Tj 101	Horizontal	47.00	By pass
		47.07	Cruceros OP
		47.31	Galería
	Vertical	49.23	Chimeneas
		50.09	Ore Pass
Tj 102	Horizontal	49.35	By pass
		49.43	Cruceros OP
		49.97	Galería
	Vertical	50.81	Chimeneas
		51.53	Ore Pass
Tj 103	Horizontal	51.28	By pass
		51.37	Cruceros OP
		51.78	Galería
	Vertical	52.64	Chimeneas
		53.50	Ore Pass
Tj 104	Horizontal	52.47	By pass
		52.56	Cruceros OP
		53.22	Galería
	Vertical	54.36	Chimeneas
		55.22	Ore Pass
Tj 105	Horizontal	54.31	By pass
		54.77	Cruceros OP
		55.19	Galería
	Vertical	56.32	Chimeneas
		57.23	Ore Pass
Tj 106	Horizontal	56.06	By pass
		56.14	Cruceros OP
		56.42	Galería
	Vertical	58.09	Chimeneas
		58.95	Ore Pass

DISEÑO DE VETAS



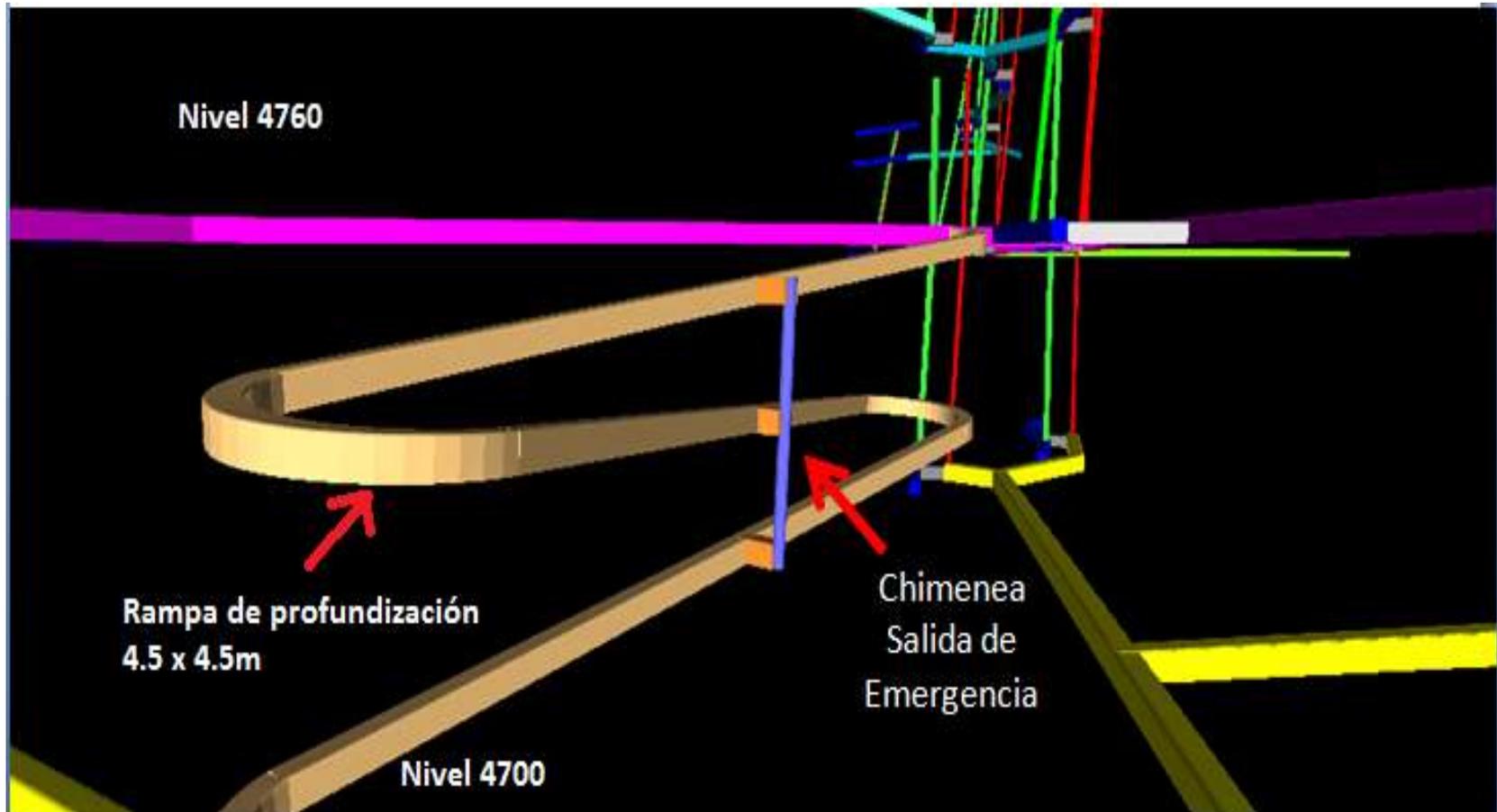
Z

 UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 1	
	Modelo de bloques de las 5 vetas principales, se apresian en la infraestructura que está diseñada para acceder de manera más eficiente a las reservas.				
	PROYECTO-UTM	DATUM PSAD56	ZONA 18S		
	DEPARTAMENTO APURIMAC	PROVINCIA ANTAGAMBA	DISTRITO OROPESA		
	BACH: INFANTE QUISPE, JULIO SELEMAS				
	PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

SIMBOLOGIA

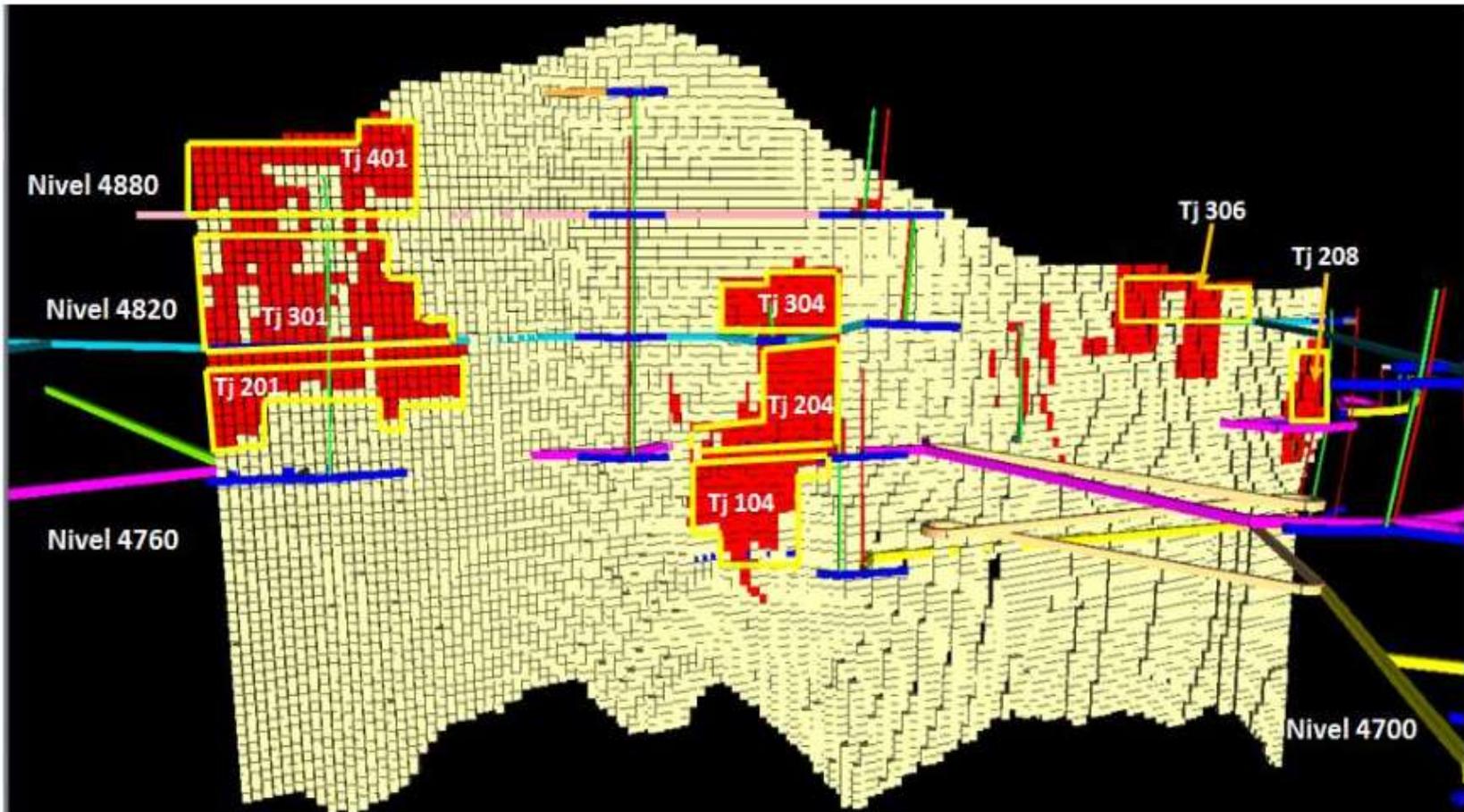
- Galería conexión
- Bypass
- Galería
- Bypass
- Rampa -12%
- Acceso
- Reservas
- Recursos





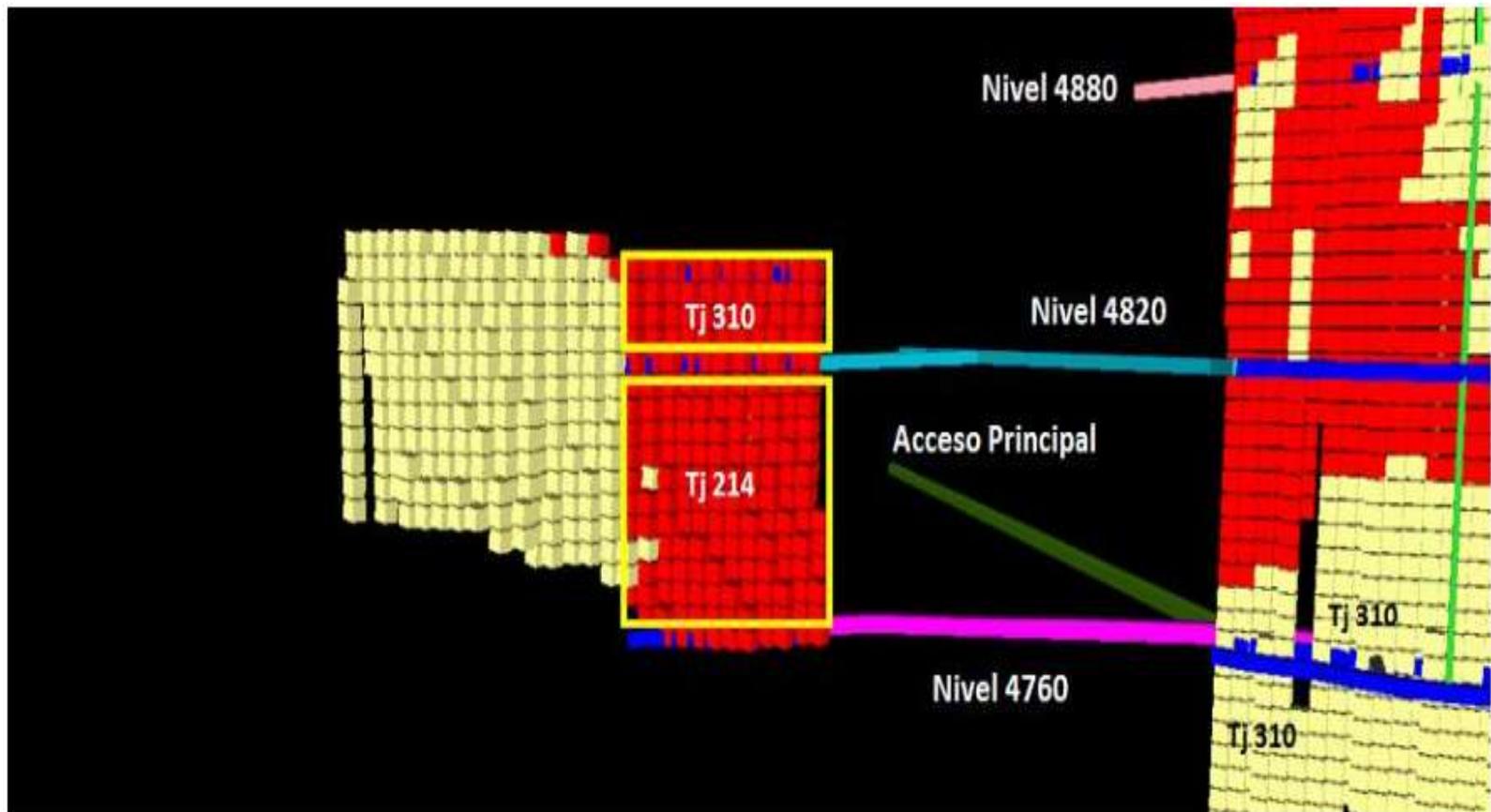
<p>UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS</p>	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 2
	Teniendo en cuenta el aspecto de la seguridad del personal en interior mina se ha diseñado chimeneas para salida del personal de emergencia de nivel 4700 a 4760			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 19S	
	DEPARTAMENTO : APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO : CROFESA	
	BACH : INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
	PROYECTO : ESPERANZA	AREA : INGENIERIA		

SIMBOLOGIA	
Nivel 4760	
Rampa de profundización	
Nivel 4700	
Chimenea salida de emergencia	
Galería	
Galería	
Acceso	
Crucero	



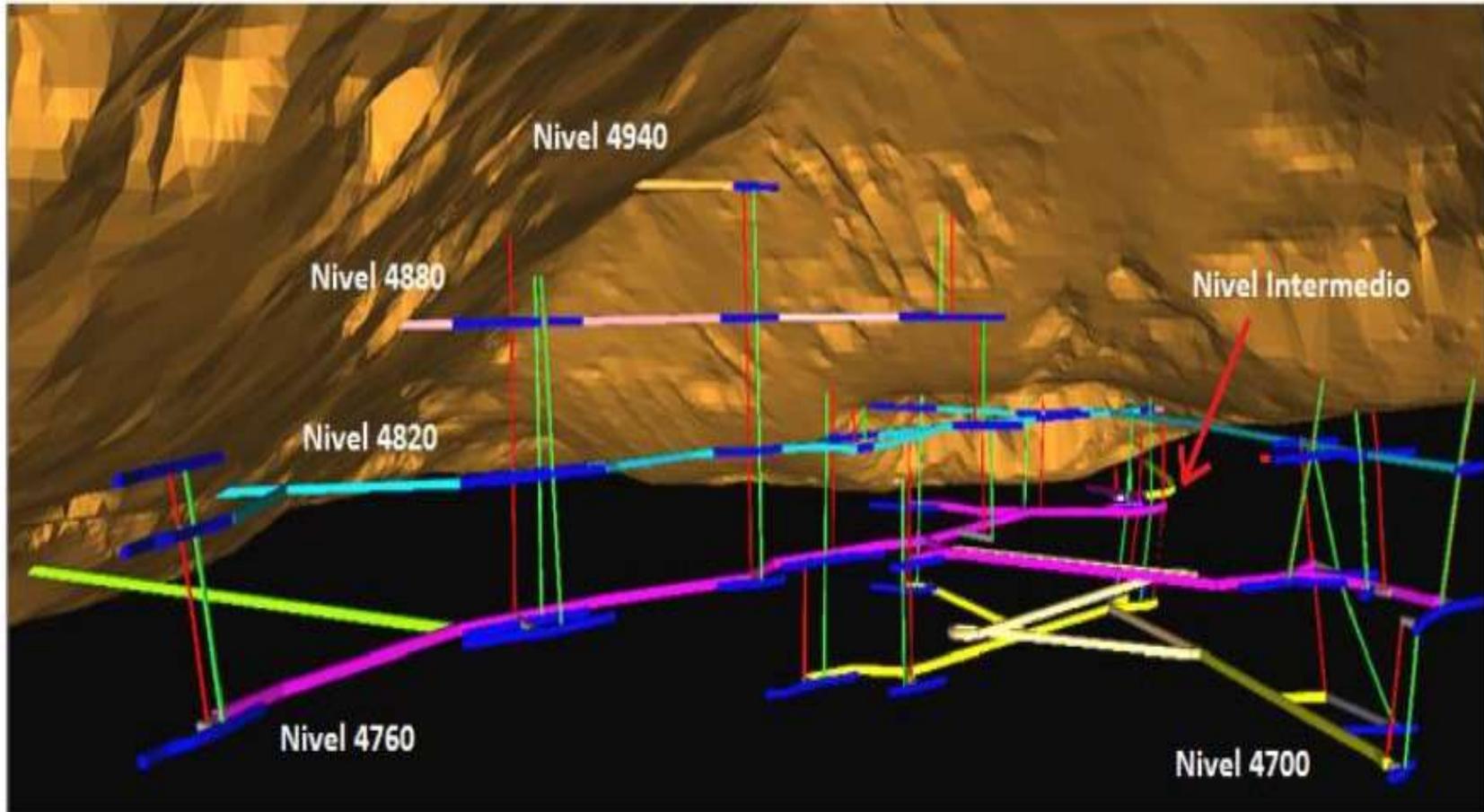
 UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 3
	En la siguiente figura se da a conocer la ubicación en donde se ve los principales tajos conformados por la veta principal "CORTEZA"			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 185	
	DEPARTAMENTO : APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO : OROPESA	
	BACH : INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO : ESPERANZA	AREA : INGENIERIA			

SIMBOLOGIA	
Bypass	
Acceso	
Rampa positiva	
Acceso	
Chimenea	
Galeria	
Acceso	



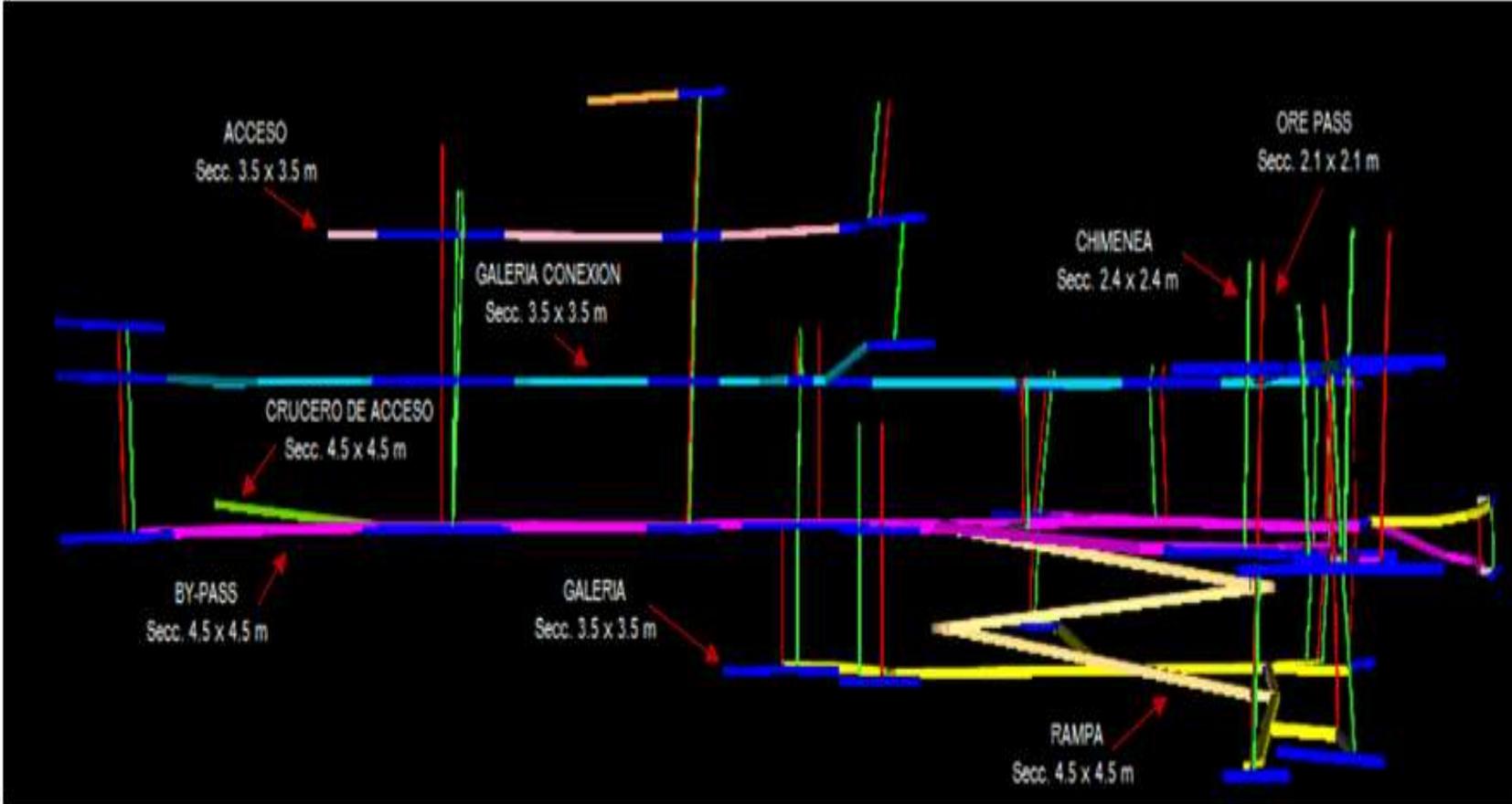
	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 4
	La figura muestra los tajos 310 (Niv 4760) y el tajo 310 (Niv 4840) donde se explotara la veta CORTEZA B zona Sur bloque 3			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO: APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO: OROPESA	
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

SIMBOLOGIA	
Nivel 4670	
Acceso	
Nivel 4880	
Acceso principal	
Galeria	
Nivel 4820	



	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 5
	La figura presenta la infraestructura del método corte y relleno. Los labores los definimos en la leyenda de acuerdo a los colores.			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO: APURIMAC	PROVINCIA : ANTASAMBA	DISTRITO: OROPESA	
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

SIMBOLOGIA	
Cuerpo pas	
Acceso	
Acceso	
Galería	
Acceso	
Banco positivo	
Cruce	



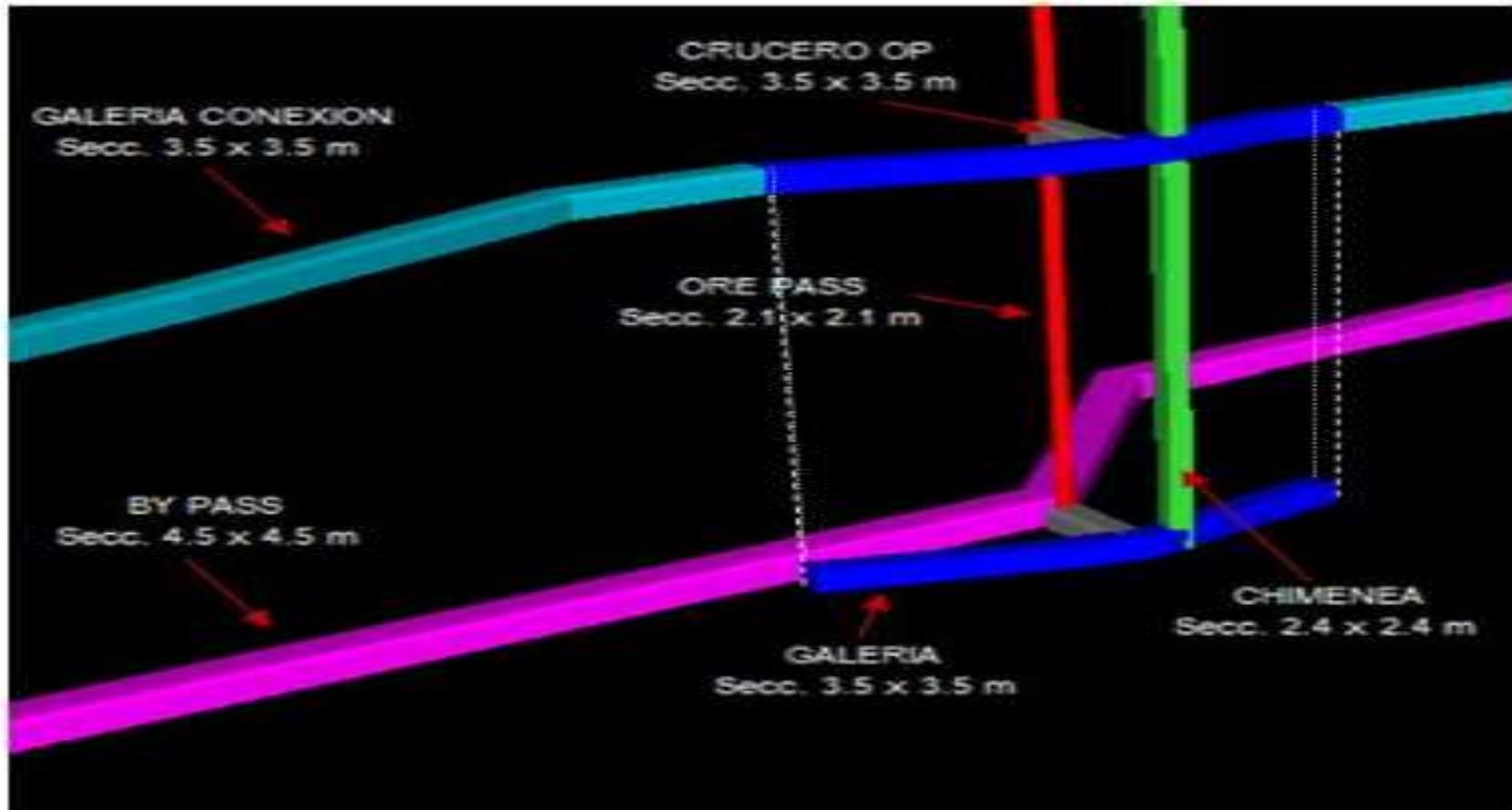


UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS
FACULTAD DE INGENIERIA
 ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS

Se puede identificar los labores del diseño, desarrollo y preparación manual, donde se puede ver los labores con su respectiva sección.

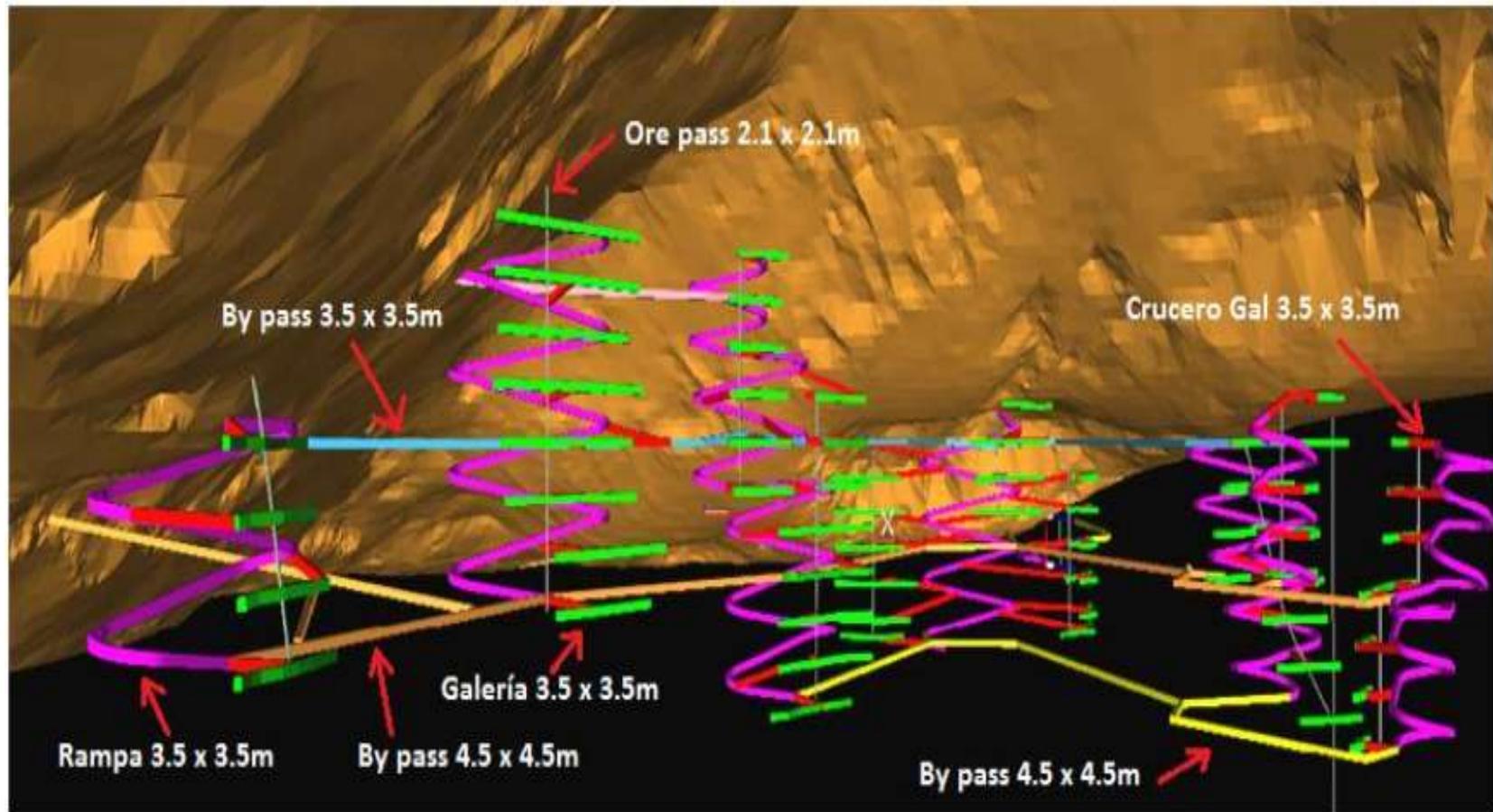
PROYECTO : UTM	DATUM : PSA05M	ZONA : 18S	FIGURA N°
DEPARTAMENTO : PIURA	PROVINCIA : TAMBORA	DISTRITO : OROPESA	6
BACH: INFANTE GUISPE_AJLIO SELEMAS			
PROYECTO ESPERANZA		AREA INGENIERIA	

- SIMBOLOGIA**
- Orc pass
 - Acceso
 - Rampa neg.
 - Ancha
 - Galeria
 - Acceso
 - Rampa positiva
 - Rampa



<p>UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS</p>	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			
	En la siguiente Figura se ve diseño de un tajo estandar, en donde se presenta las labores que comprenden el			
	DIRECTO: UTM	DATUM: PSAD56	ZONA: 18S	FIGURA N°
	DEPARTAMENTO: APURIMAC	PROVINCIA: ANTABAMBA	DISTRITO: OROPESA	7
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

- SIMBOLOGIA**
- Ore pass
 - Chimenea
 - By pass
 - Galeria
 - Cruzero OP
 - Galeria conexion

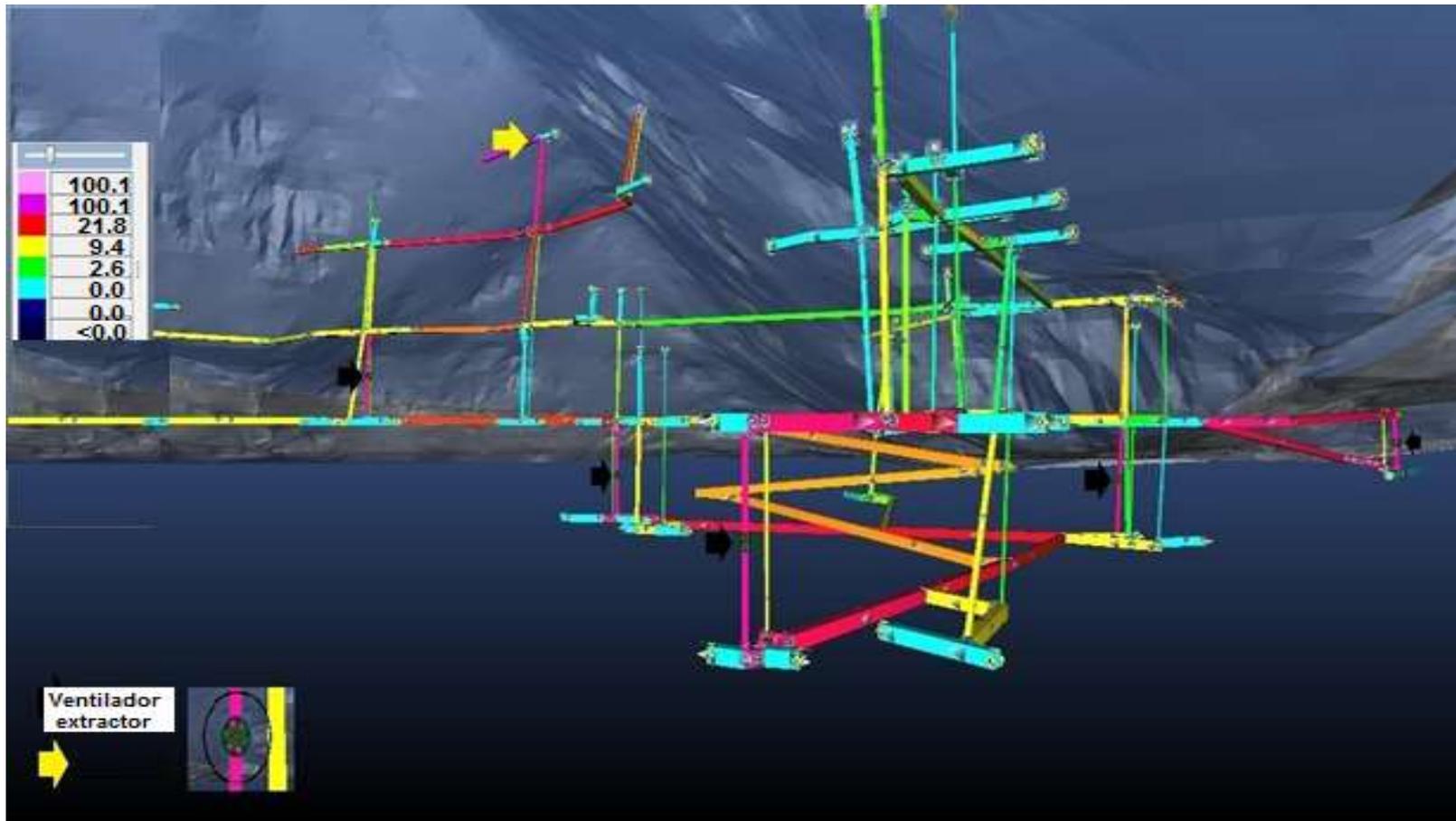


	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 8
	La siguiente figura muestra una infraestructura del método de túneles largos (Sub-level Sloping)			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD98	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO : APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO : GROPESA	
	BACH : INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO : ESPERANZA	AREA : INGENIERIA			

SIMBOLOGIA

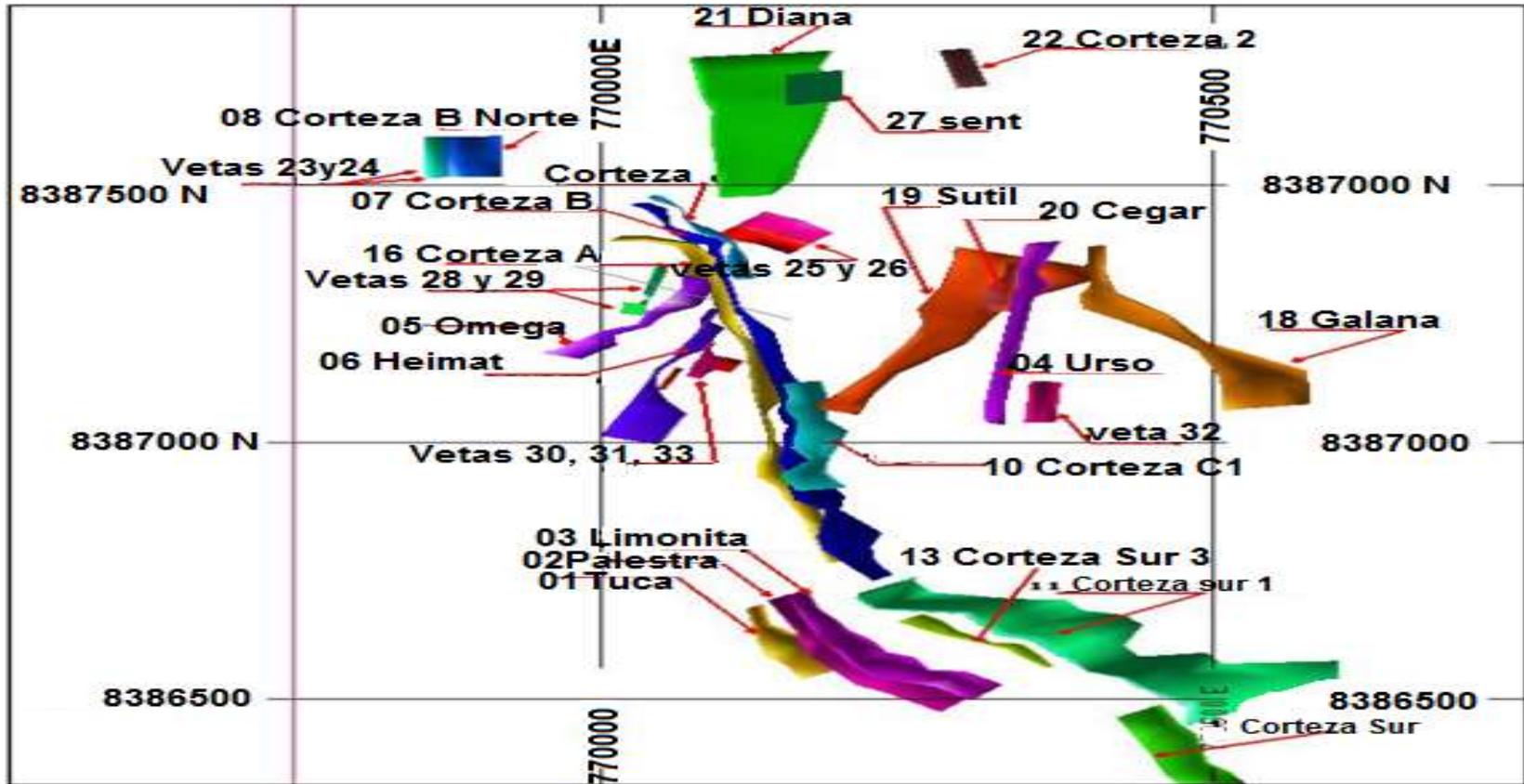
- Cruzero**
- Galería**
- Rampa**
- By pass**
- By pass**
- By pass**





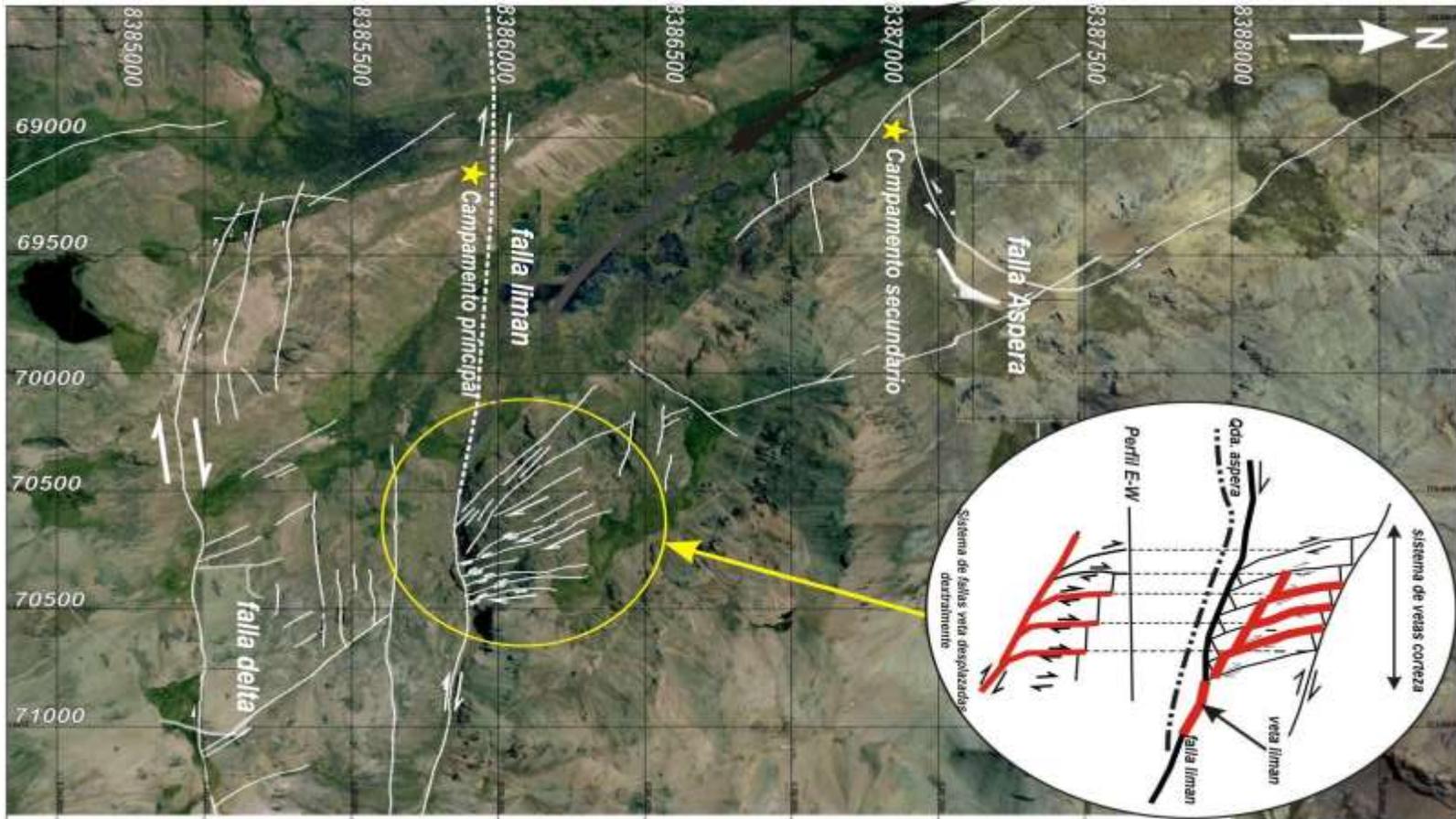
	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			
	Sistema de ventilación mina en donde se muestran rangos de caudales y aire en las labores del proyecto expresadas en pies ³ /min, y son identificados en la leyenda			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	FIGURA N°
	DEPARTAMENTO APURIMAC	PROVINCIA ANTABAMBA	DISTRITO ORDPSJA	9
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

- SIMBOLOGIA**
- Ore pass**
 - Acceso**
 - Rampa negativa**
 - Acceso**
 - Rampa positiva**
 - Ore pass**



 <p>UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS</p>	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			
	PROPUESTA DE PLANEAMIENTO MINERO Y LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN EL PROYECTO ESPERANZA DEL DISTRITO DE OROPESA REGIÓN APURIMAC - 2019.			
	MAPA DE COMUNIDADES CAMPESINAS			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO: APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO: OROPESA	
	BACH: INFANTE QUISPE, JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA	<table border="1" style="width: 100%;"> <tr> <td style="text-align: center;"> PLANO N° 10 </td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;"> ESCALA 1:100 000 </td> </tr> </table>	PLANO N° 10	ESCALA 1:100 000
PLANO N° 10				
ESCALA 1:100 000				

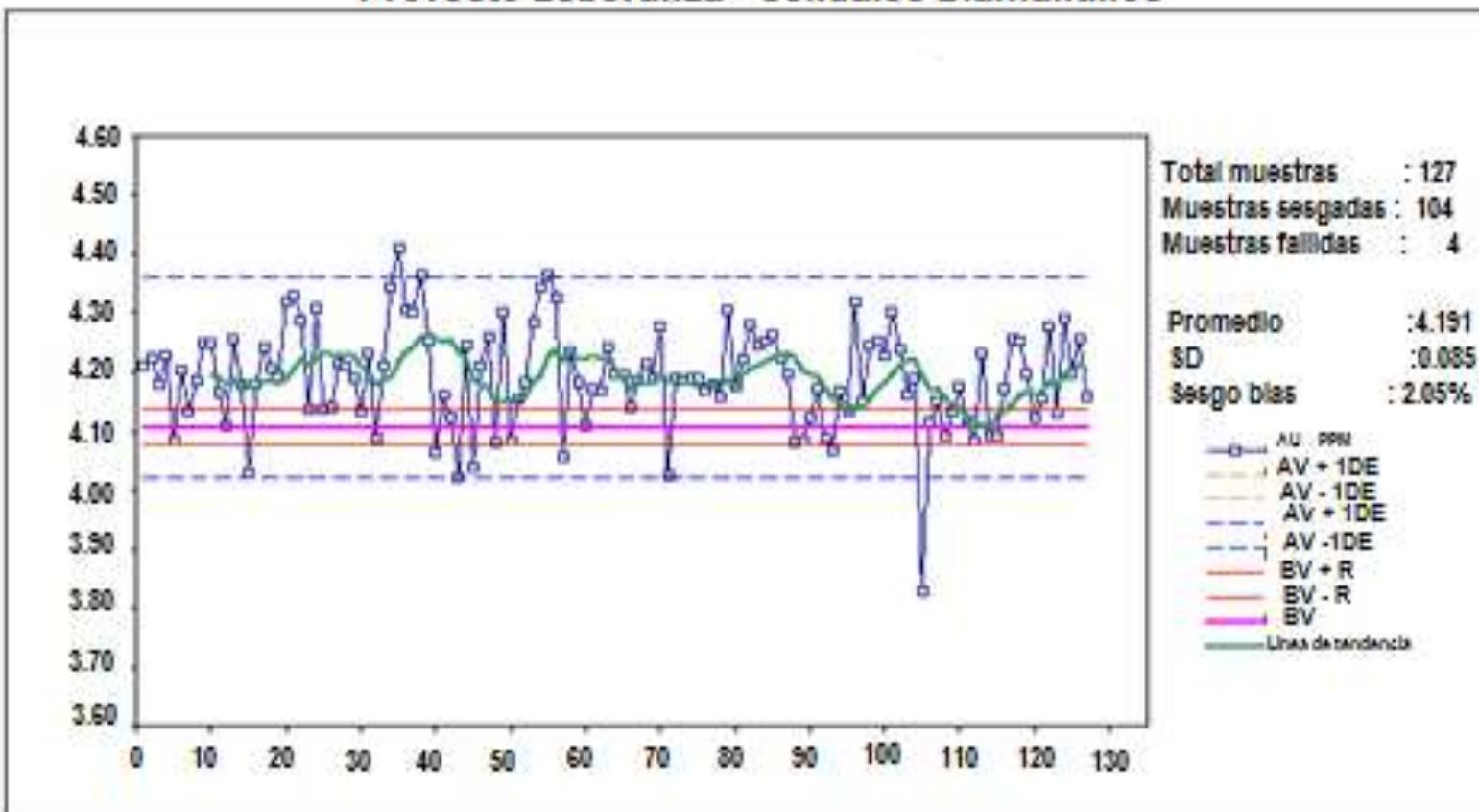
MODELAMIENTO Y ANALISIS DE PERFORACIONES



	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 1
	Zon de deformacion entre la veta corteza y falla y falla Lyla E-W con relleno de fracturas (vetas) y desplazamientos			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO : APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO : ORDOSA	
	BACH. INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA INGENIERIA			

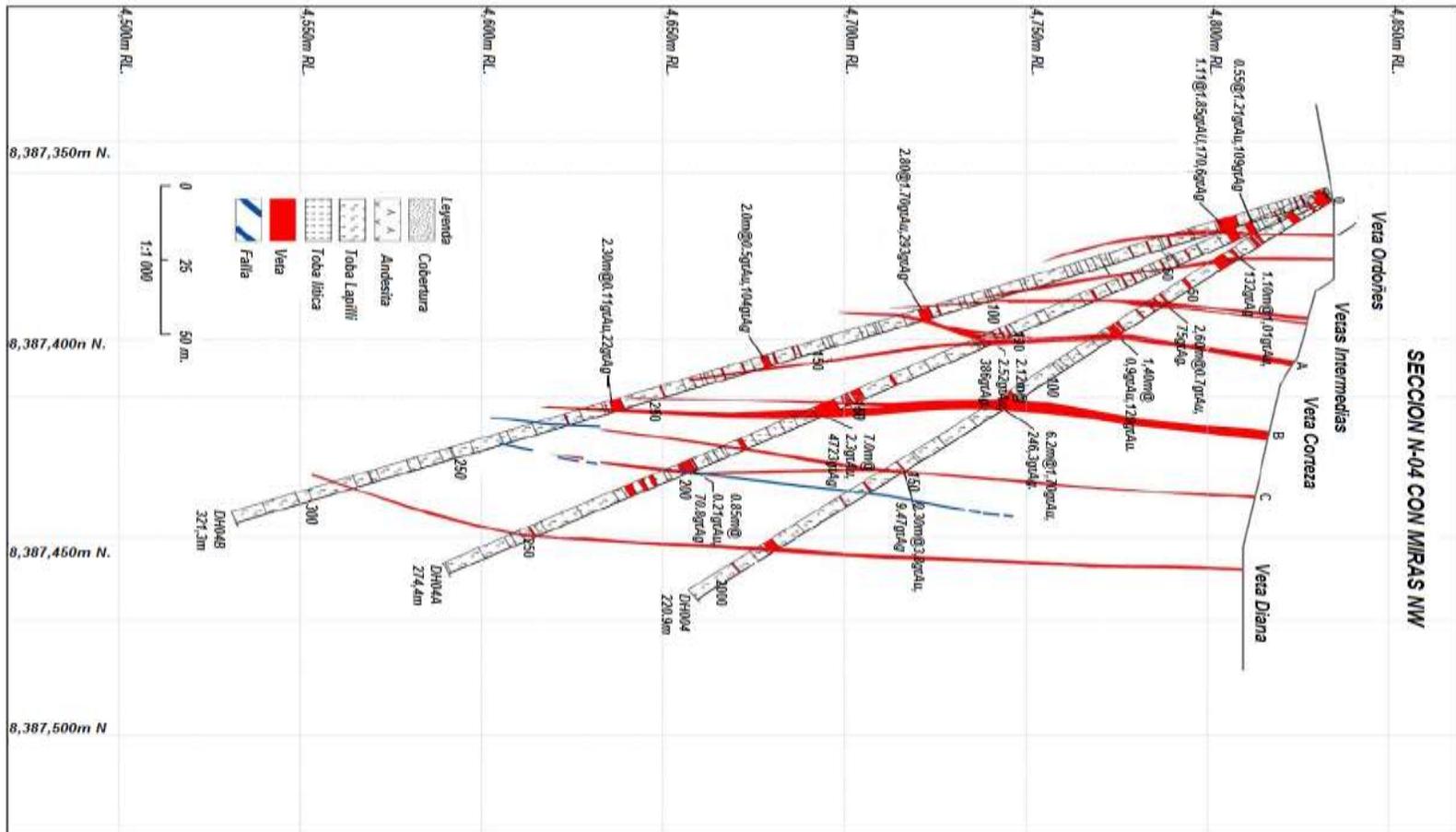
SIMBOLOGIA	
Sistema de fallas	
Veta lima	
Falla liman	
Campamento principal	
Campamento secundario	

Proyecto Esperanza - Sondaes Diamantinos



	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 2
	Analisis de oro muestra estandar. 04 muestras (3.15%) fuera de los limites permitidos			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO : APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO : OROPESA	
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

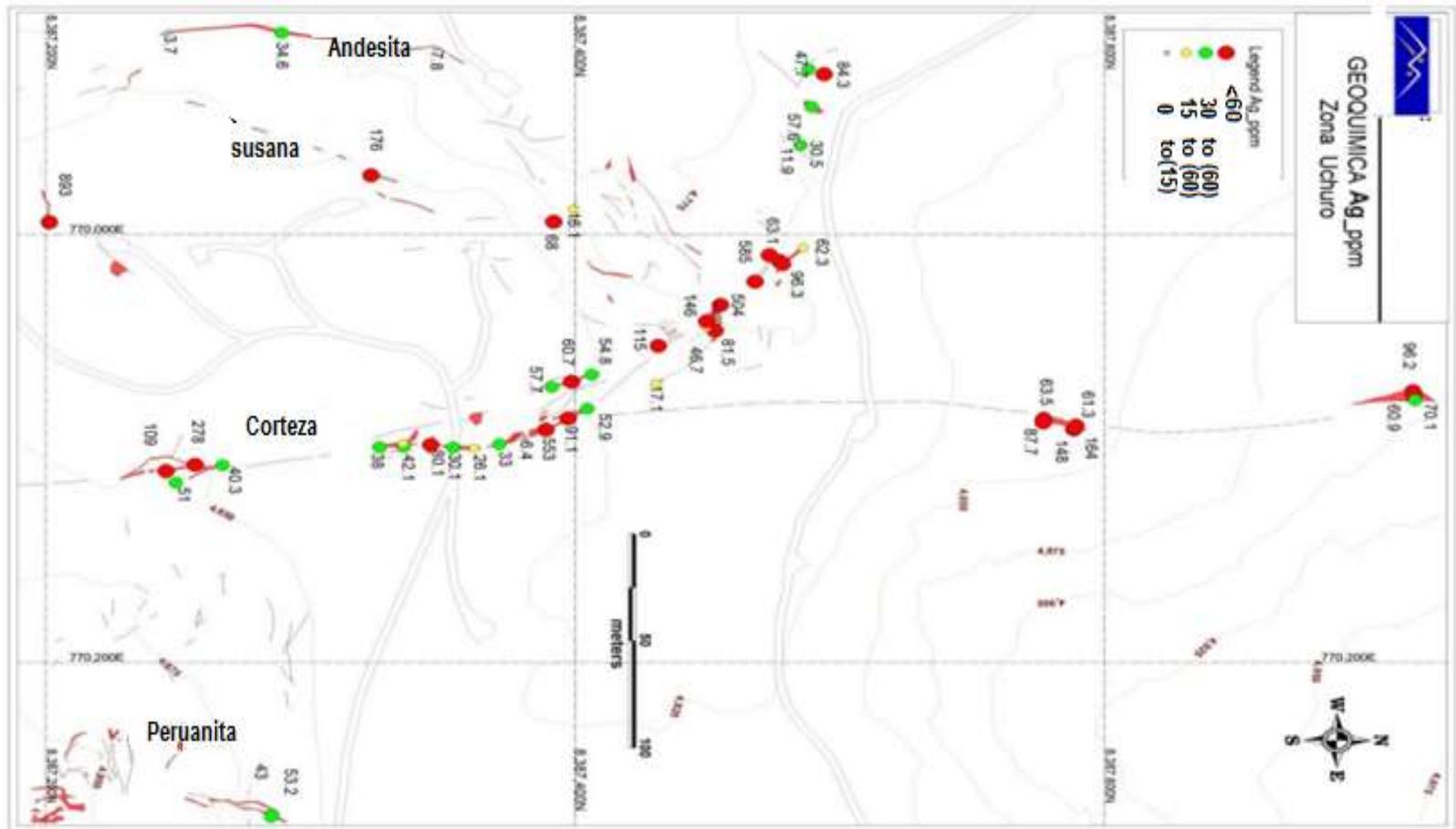
SIMBOLOGIA	
AU PPM	
AV + 1DE	
AV - 1DE	
BV + R	
BV - R	
BV	
Línea de tendencia	



<p>UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS</p>	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 3
	Sección de modelamiento de las vetas cortadas con los taladros y muestra de las estructuras			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO: APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO: OROPESA	
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO: ESPERANZA	AREA: INGENIERIA			

SIMBOLOGIA

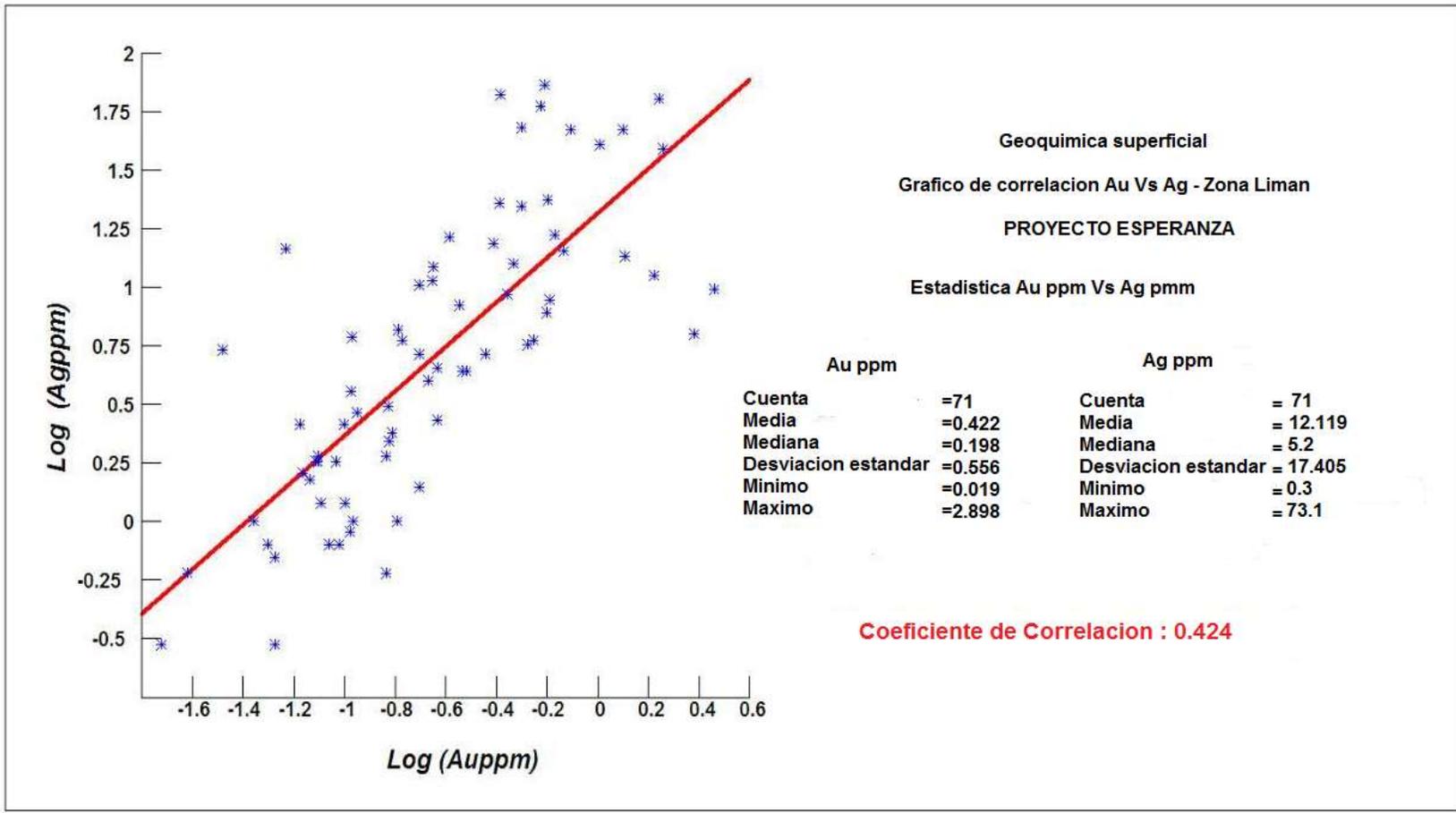
- Cobertura
- Andesita
- Toba lapilli
- Toba lítica
- Veta
- Falla



<p>UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS</p>	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 4
	Plano geoquímico de Au en el sector Uchuro ,proyecto Esperanza			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO : APUÍMAC	PROVINCIA : ANTASIMBA	DISTRITO : OROPESA	
	BACH: INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO:ESPERANZA	AREA:INGENIERIA			

SIMBOLOGIA

	Cobertura
	Andesita
	Toba lapilli
	Toba litica
	Veta
	Falla



	UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA MINAS			FIGURA N° 5
	Plano geoquímico de Ag en el sector Uchuro ,proyecto Esperanza			
	PROYECTO : UTM	DATUM : PSAD56	ZONA : 18S	
	DEPARTAMENTO: APURIMAC	PROVINCIA : ANTABAMBA	DISTRITO: OROPESA	
	BACH. INFANTE QUISPE JULIO SELEMIAS			
PROYECTO:ESPERANZA	AREA INGENIERIA			

- SIMBOLOGIA**
- Coefficiente de correlacion —
 - Puntos perforacion *
 - Grafico de corelacion entre Au y Ag —
