

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC**
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS



***“ESTUDIO PARA DETERMINAR E IMPLEMENTAR EL
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN LA MINA TASTATASTA”***

TESIS:

PRESENTADO POR:

Bach. ZENÓN ALONSO RINCÓN URFANO

ASESOR:

EDGAR CRISPIN HUACAC FARFAN

ABANCAY, JULIO DEL 2013

APURÍMAC - PERÚ

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	16 ABR 2014
Nº DE INGRESO:	00361

***“ESTUDIO PARA DETERMINAR E IMPLEMENTAR EL
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN LA MINA TASTATASTA”***

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I

ALCANCES DEL ESTUDIO Y MARCO TEÓRICO

1.1. Alcance del estudio	21
1.2. Descripción	21
1.3. Objetivo.....	21
1.3.1. Objetivos generales	21
1.3.2. Objetivos específicos.....	21
1.4. Marco teórico	22
1.4.1. Notas históricas y sociales.....	22
1.4.2. Antecedentes de la investigación.....	23
1.4.3. Justificación e importancia de la investigación	23
1.4.4. Formulación de la hipótesis.....	24
1.4.4.1. Hipótesis general	24
1.4.4.2. Hipótesis Específicas.....	24
1.5. Metodología de trabajo	25
1.5.1. Tipo y nivel de investigación	25
1.5.2. Método y diseño de investigación	25
1.5.3. Descripción de la experimentación	25
1.5.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	26

1.5.5. Procesamiento y análisis de datos	26
--	----

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1. Ubicación geográfica y acceso.....	27
2.1.1. Accesibilidad	27
2.2. Clima y vegetación	28
2.3. Recursos.....	28
2.3.1. Recursos humanos	28
2.3.2. Recursos energéticos	29
2.3.3. Recursos agropecuarios	29
2.3.3.1. Flora y fauna.....	29
2.3.3.2. Agricultura.....	29
2.3.3.3. Ganadería.....	30
2.3.3.4. Piscicultura	30
2.3.4. Recursos hidráulicos	30
2.3.5. Consideraciones generales del estudio	30
2.4. Organización de la empresa	34

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. Geología regional.....	36
3.2. Geología local	36

3.3. Geología estructural.....	37
3.4. Geología económica.....	38
3.4.1. Tipo de Yacimiento	38
3.4.2. Mineralogía.....	41
3.4.3. Controles de Mineralización.....	42
3.4.4. Técnicas de muestreo.....	42
3.4.5. Cubicación de reservas	42

CAPÍTULO IV

EVALUACIÓN ACTUAL DE LA MINA Y DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

4.1. Descripción del minado actual	44
4.2. Secuencia de minado.....	44
4.3. Operaciones unitarias.....	45
4.3.1. Método de explotación.	45
4.3.2. Plan de exploración.	45
4.3.3. Avance en las exploraciones.....	46
4.3.4. Producción.	46
4.4. Eficiencia	47
4.5. Costos operativos	47
4.6. Servicios auxiliares	47
4.6.1. Energía	47
4.6.2. Agua	48
4.6.3. Ventilación	48

4.6.4. Taller mecánico	48
------------------------------	----

CAPÍTULO V

EVALUACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA DETERMINACIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

5.1. Fundamento del proyecto.....	49
5.2. Localización del área de trabajo	49
5.3. Factores que influyen en la determinación de un método de explotación	49
5.3.1. Condiciones geológicas.....	49
5.3.1.1. Características generales del mineral	49
5.3.1.2. Características generales de la roca encajonante	50
5.3.1.3. Estudio estructural	51
5.3.1.4. Zonas de alteración y meteorización	53
5.3.1.5. Aguas subterráneas.....	53
5.3.1.6. Levantamiento topográfico e interpretación geológica del proyecto	53
5.3.2. Geometría del yacimiento.....	53
5.3.2.1. Forma	53
5.3.2.2. Potencia de mineral	54
5.3.2.3. Inclinación	57
5.3.3. Condiciones económicas	57
5.3.3.1. Reservas (tonelaje y ley)	57
5.3.3.2. Tasa de producción	58
5.3.3.3. Vida de la mina.....	59

5.3.4.	Características geomecánicas del yacimiento	59
5.3.4.1.	Clasificación de tipo de roca	59
5.3.4.2.	Índice de calidad de roca (R.Q.D).....	60
5.3.4.3.	Clasificación De Barton Q.....	62
5.3.4.4.	Según Palmstron (1982)	76
5.3.4.5.	Según Priest y Hudson (1976).....	78
5.3.4.6.	Clasificación geomecánicas del macizo rocoso RMR- criterio de Bieniawski (1989)	78
5.3.4.7.	Clasificación de tipo de mineral	81
5.3.4.8.	Índice de calidad de mineral.....	81
5.3.4.9.	El criterio RMR de Bieniawski (1989) para el mineral.....	83
5.3.5.	Análisis numérico para la selección del método de explotación.....	85
5.3.5.1.	Datos requeridos para la elección del método de explotación	86
5.3.5.2.	Procesos de elección de métodos de explotación	88
5.4.	Evaluación del método de minado en el proyecto	97
5.4.1.	Corte y relleno (cut and fill)	97
5.4.1.1.	Principios generales.....	97
5.4.1.2.	Características generales	98
5.4.1.3.	Ventajas y desventajas del método (cut and fill).....	99
5.4.2.	Minado con cuadros de madera square set.....	101
5.4.2.1.	Método de explotación	101
5.4.2.2.	Condiciones de aplicación.....	101
5.4.2.3.	Ventajas del Método.....	102
5.4.2.4.	Desventajas del método.....	102

5.4.2.5. Trabajos preparatorios	103
5.5. Relleno en minado por cuadros de madera	103
5.5.1. Minado por puntales	103
5.5.2. Programas de producción	104

CAPÍTULO VI

CRITERIOS GENERALES PARA LA SELECCIÓN E IMPLEMENTACIÓN DE EQUIPOS

6.1. Estudios de las características del yacimiento	105
6.2. Parámetros para dimensionar los equipos	106
6.2.1. Parámetros de análisis técnicos	106
6.2.2. Parámetros de producción	109
6.2.3. Parámetros de diseño	109
6.3. Disponibilidad tecnológica	110
6.4. Determinación del tamaño de los equipos	111
6.4.1. Análisis de los costos de propiedad y operación	111
6.4.1.1. Máquina perforadora	111
6.4.1.2. Equipo de acarreo y transporte	111
6.4.2. Análisis de decisiones para la implementación en el frente convencional.....	111
6.4.2.1. Calculo de numero de taladros	111
6.4.2.2. Parámetros de perforación	113
6.4.2.3. Cálculos obtenidos.....	113
6.4.3. Análisis de decisiones para la implementación en tajo	113

6.4.3.1. Equipo de perforación	113
6.4.4. Equipos de servicios auxiliares	114
6.4.4.1. Compresora 375 CFM atlas coopco	114
6.4.4.2. Calculo de costo de propiedad y operación	117
6.4.4.3. Ventilador 10000 CFM-airtec	118
6.5. Selección de equipos requeridos.....	118
6.5.1. Labores de exploración y desarrollo horizontales	118
6.5.1.1. Factores de operación	118
6.5.1.2. Rendimientos y costos estimados.....	118
6.5.2. Labores de explotación	119
6.5.2.1. Factores de operación	119
6.5.2.2. Rendimientos y costos estimados.....	120
6.6. Descripción de equipos designados	120
6.6.1. Equipo de perforación	120
6.6.2. Equipo de carguío y limpieza.....	122
6.6.3. Equipo de transporte.....	124
6.6.4. Equipo de servicios auxiliares	125
6.7. Análisis de las condiciones de operación mina proyectada	126
6.8. Estandarización.....	127
6.9. Diseño y Planeamiento de minado.....	127
6.9.1. Planeamiento a corto plazo	127
6.9.2. Planeamiento a mediano plazo	129
6.9.3. Planeamiento a largo plazo.....	130

CAPÍTULO VII

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

7.1. Política de salud y seguridad	133
7.1.1. Sistemas integrados OHSAS 18000	135
7.1.2. Ciclo PDCA en OHSAS 18000	136
7.1.3. Implementar OHSAS 18000.....	137
7.2. Política de medio ambiente	138
7.2.1. Medio ambiente	140
7.2.2. Normas ISO 14000	140

CAPÍTULO VIII

EVALUACIÓN ECONÓMICA

8.1. Generalidades.....	143
8.1.1. Objetivos	143
8.2. Costos de operación	143
8.3. Inversiones	144
8.3.1. Inversión en mina	144
8.3.2. Gastos generales	146
8.3.3. Capital de trabajo	147
8.4. Financiamiento	148
8.4.1. Plan de amortización de la deuda	150
8.5. Rentabilidad del proyecto	151
8.5.1. Ingreso	151

8.5.2. Estados financieros	153
8.5.3. Indicadores económicos	155
8.6. Análisis de reemplazo de equipo	159

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

ANEXOS

BIBLIOGRAFIA

DEDICATORIA

A, DIOS:

Por darme la vida y salud para continuar
logrando los objetivos en esta vida terrenal.

Gracias Señor.

A, mis queridos padres:

Zenón Rincón Luna y Lidia Estafa Urfano
Mendoza, que hicieron realidad el sueño de
que su hijo sea profesional.

A, mis hermanos y hermanas:

Susana, Juan Carlos, Dimas, Melania,
Camilo, Rosalvina, Álvaro y Geasse,
quienes constantemente supieron
Motivarme para continuar con mis
estudios.

A, mi querida hija:

Anny Astrid, que con su carita de ángel me
inspira a ser empresario y contribuir con el
desarrollo de mi nación.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, y a la Escuela profesional de Ingeniería de Minas por haberme brindado la oportunidad de ser profesional y alcanzar mis ideales.

A, mis queridos padres, Zenón Rincón Luna, Lidia Estafa Urfano Mendoza, hermanos y Quienes han hecho realidad el sueño de que su hijo sea profesional, **¡Gracias Papá!!! ¡Gracias Mamá!!!.**

A la plana docente de la escuela profesional de ingeniería de minas, por siempre apoyarme incondicionalmente con conocimientos y experiencias.

Al Ing. Edgar Huacac asesor de mi tesis quien exigentemente me ha apoyado en el logro del objetivo para la culminación del presente trabajo brindándome su conocimiento y experiencia.

A Denny Ibeth Ochoa, quien Incondicionalmente me ha apoyado en los emprendimientos y desafíos como estudiante y emprendimiento laboral sin tomar en cuenta el día la noche para el logro de mis ideales.

A mis tíos, Eduardo, Genera, Raquel Velásquez. Y primos, Guísela, Romel, Sandra, por haber colaborado en todo momento con su afecto y apoyo material en mi formación profesional.

A mis estimados socios de la empresa minera Korminpa S.A. quienes confían en mi persona para el cumplimiento del logro de los objetivos de la empresa.

A los mineros artesanales de Pachaconas con quienes compartimos conocimientos y experiencias en la consecución de los objetivos.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación viene a ser el producto de la experiencia de trabajo principalmente en la mina tastatasta donde se desarrolla la exploración y se va cubriendo la reserva mineral del yacimiento, donde el principal metal es el oro.

El objetivo fundamental del estudio es, **determinar e implementar un método de explotación apropiado en el yacimiento de tastatasta**. Para ello se ha determinado las condiciones geológicas del yacimiento, como La mineralización que ocurre en forma de vetas discordante a los estratos de las areniscas, acompañados de cuarzo con potencias que varían desde 0.1m hasta 2m. Se describe las características del mineral de la roca encajonante, el estudio estructural y las zonas de alteración del mineral de la roca, al mismo tiempo todas estas características y particularidades son plasmadas en el plano de interpretación geológica. Otra característica importante y determinante es la geometría, la distribución de leyes del yacimiento y como pilar fundamental en este proceso de seleccionar el método juegan un papel importante las características geomecánicas del yacimiento, las cuales ayudaron con precisión en la determinación del análisis numérico de selección de método de explotación para que finalmente se determinara como método de explotación en el yacimiento de tastatasta el de “Corte y Relleno Ascendente y Selectivo” (cut and fill).

Luego de este delicado trabajo de selección del método se procedió a diseñar y planificar las operaciones para la extracción del mineral determinando parámetros de excavación, en frentes de tajeos y en frentes donde se continúa la exploración y la ubicación de más reservas. Los equipos seleccionados como la locomotora, winches, perforadoras manuales, palas neumáticas, ventiladores, y otros se determinaron en base al estudio del rendimiento y productividad de cada equipo.

Los costos de la implementación y operación se deben estrictamente a la evaluación económica que se hace en este proyecto y que nos garantiza la rentabilidad de la inversión, ya que los indicadores como el valor actual neto VAN= US\$ 6 258 370,60 y una tasa de retorno de inversión (TIR) del 140%. Indican la tasa de rentabilidad que se obtendrá al llevar a cabo este proyecto.

ABSTRACT

The present research is to be the product of experience primarily working in the mine develops tastatasta where exploration and mineral reserve is cubing the reservoir, where the main metal is gold. The objective of the study is **“Determine and implement an appropriate mining method at the site of Tastatasta.”** For it has been given the geological conditions of the site, as mineralization occurs in veins discordant to the strata of sandstone, quartz accompanied with power ranging from 0.1m to 2m power the beta . We describe the characteristics of the ore from the rock between and structural study of mineral alteration zones of the rock at the same time all these features and peculiarities reflected in the level of geological interpretation. Another important feature is the geometry and determining the field distribution laws and as a cornerstone in the process of selecting the method plays an important role geomechanical features of the site, which helped with accuracy in determining the selection of numerical analysis mining method to finally determine as mining method at the site of tastatasta the method " cut and fill " (cut and fill), ascending and selective.

After this delicate work method selection proceeded to design and plan the operations for the extraction of mineral excavation parameters determined in tajeos fronts and fronts where exploration and continuous measurements for more reserves, the teams selected as the locomotive, winches, hand drills, shovels, pneumatic, fans, these have been selected based on the study by determining the performance and productivity on each computer.

Costs of implementation and operation should be strictly economic evaluation is done in this project and guarantees the return on investment, because indicators such

as net present value NPV = US\$ 6 258 370, 60 an investment rate of return (IRR) of 140 %. This indicates that the rate of return that we get to carry out this project.

CAPÍTULO I

ALCANCES DEL ESTUDIO Y MARCO TEÓRICO

1.1. Alcance del estudio

El presente estudio tiene un alcance a nivel regional debido a su condición de inédito considerando el tipo de investigación en labores reales de minado artesanal.

1.2. Descripción

El trabajo de explotación minera a nivel artesanal se desarrolla con mucha intensidad en la región de Apurímac, así se puede señalar en los distritos de **Ayahuay, Pochuanca, Progreso, Virundo, Tintay, Chaccña, y Huaquirca.**

Cabe también aclarar que esta actividad se desarrolla en las siete provincias de la región. Así mismo esta actividad es mucho más intensa en el distrito de **Pachaconas**, en donde se centra la presente investigación específicamente en el paraje de **Tastatasta** donde los mineros artesanales han intensificado la producción de minerales en un yacimiento hidrotermal de alta sulfuración, con presencia de vetas con una determinada orientación y distintos buzamientos.

1.3. Objetivo

1.3.1. Objetivo general

Determinar e implementar un método de explotación apropiado en la mina Tastatasta.

1.3.2. Objetivos específicos

- 1. Determinar las condiciones geológicas del yacimiento**
- 2. Determinar la geometría del yacimiento y la distribución de leyes**
- 3. Determinar las características geomecánicas del yacimiento**
- 4. Determinar los análisis de procedimiento numérico de selección**

5. Diseñar y planificar el arranque del mineral.
6. Determinar el rendimiento y productividad
7. Evaluar el planteamiento económico del estudio.

1.4. Marco teórico

1.4.1. Notas históricas y sociales.

El yacimiento de tastatasta ha sido descubierto en el año 1999 por los señores mineros de Nazca quienes se dedicaban a la exploración minera trabajando en minerías artesanales desde años atrás quienes fueron los que laboraron en el yacimiento de tastatasta a partir del año 2000 desde ahí que se viene trabajando por los mineros artesanales, en ese entonces MINERA MAGNES SAC. Propietario de la concesión Coriloma 38 A de 100 has. Viene realizando trabajos de exploración trabajando a partir del año 2004 hasta el año 2010, MINERA MAGNES SAC. por motivos que desconocemos decide poner en venta la propiedad minera llegando así la Empresa MINERA KORMINPA S.A, logra adquirir esta propiedad minera denominado Coriloma 38 A ubicado en el paraje de Tastatasta. Las concesiones adyacentes pertenecen a la Empresa Minera Exploraciones Andinas.

Este trabajo se intensifico en el año 2001 llegando a ser trabajado por el 80% de los pobladores del distrito de Pachaconas, hasta la actualidad los trabajos desarrollados por los mineros artesanales se vienen desarrollando sin ningún criterio técnico de métodos de explotación de modo que no se recupera de manera optima los recursos minerales.

Pachaconas es el poblado más importante de la zona, cuenta con los servicios básicos de: agua y desagüe, luz, teléfono fijo y móvil, internet, señal de televisión,

posta de salud del ministerio, centros educacionales (jardín, primaria y secundaria), comisaría de la PNP, etc.

1.4.2. Antecedentes de la investigación

La propuesta de estudio está garantizado por antecedentes de trabajos efectivos de minería colonial, que evidencian presencia de estructuras mineralizadas de oro, actualmente la curiosidad de las personas dedicadas a la minería artesanal, quienes forman parte de la empresa MINERA KORMINPA S.A. La Empresa Minera Magnes, ha realizado trabajos de exploración confirmando y definiendo la presencia de estructuras con valores interesantes. El proyecto tiene el respaldo de la comunidad de Pachaconas, quienes en su mayoría se dedican a la minería artesanal y están a la expectativa de la conclusión del la presente investigación.

1.4.3. Justificación e importancia de la investigación

La importancia del estudio que se propone realizar, tendrá una repercusión directa en el aprovechamiento racional de todos los recursos que intervienen en el proceso del arranque del mineral, con un sistema de explotación e implementación adecuada mejorando la productividad, el cual justifica la mejora en la rentabilidad económica, promoviendo empleo directo e indirecto, generando desarrollo en la sociedad y en las localidades de su entorno de la mina Tastatata, creando condiciones para un desarrollo sostenible.

La implementación que formula el presente estudio es aprovechar la tecnología que propone la minería moderna para vetas angostas, cuya tecnología podríamos definir como sinónimo de la productividad que se sintetiza en beneficio económico, garantizando la producción, por consiguiente el estudio es justificable, por que dará la oportunidad de mejorar las condiciones de trabajo, con las que vienen operando

los mineros artesanales de la zona en sus operaciones unitarias mineras de, perforación, voladura, carguío y transporte minero.

En síntesis el estudio propone la elección de un método de explotación y su respectiva implementación, en la cual permitirá una selección de equipos adecuados, que permitirá mejorar la productividad con directo beneficio económico del trabajador minero, en un entorno de minería responsable y sostenible del cual se beneficiara indirectamente el estado la comunidad.

1.4.4. Formulación de hipótesis

1.4.4.1. Hipótesis general

Si se realiza el estudio para determinar e implementar el método de explotación, entonces se tendrá una producción óptima de los minerales, generando un impacto económico y un desarrollo sostenible de la comunidad, protegiendo el medio ambiente.

1.4.4.2. Hipótesis específicas.

1. Si determinamos un nuevo método de explotación, entonces mejorara la producción y la recuperación del mineral será mayor.
2. Si implementamos la mina entonces contaremos con equipos que estén diseñados en base a las características del yacimiento para generar mayor productividad.
3. Si se incrementa la producción del mineral entonces se generara grandes beneficios económicos a la empresa.
4. Si se reduce los costos de producción entonces generara mayores beneficios a la empresa.

5. Si preservamos y cuidamos el medio ambiente entonces propiciamos un desarrollo sustentable en la comunidad y futuras generaciones.

1.5. Metodología de trabajo

1.5.1. Tipo y nivel de investigación

La investigación es aplicada y práctica en el proceso de producción de minerales. Siendo el estudio de carácter experimental y explicativo. De manera que reflejará una rentabilidad económica y a la vez influirá en la mejora de la calidad de vida del mismo.

1.5.2. Método y diseño de investigación

El estudio se realiza en la concesión denominada Coriloma 38A y con la finalidad de lograr la mayor cantidad de producción de minerales de oro, se utilizó:

- Métodos cuantitativos y cualitativos
- Métodos estadísticos

1.5.3. Descripción de la experimentación

La implementación del método de explotación consiste en:

Una vez obtenidos los datos técnicos del yacimiento se procede a la implantación con los equipos nuevos y la capacitación del personal y el contrato de personal de mano calificada que se encarguen de operar los equipos, y del control de ingeniería. Hasta llegar al final de la explotación del yacimiento a escala del pequeño productor minero de hasta 25tn/día, y/o mayor igual a ella. De esta forma se continúa con los procesos metalúrgicos de obtener el oro como metal principal y la plata como sub producto.

1.5.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Técnicas:

- Recolección de datos
- Muestreos

Etapas de la experimentación

Las etapas que se siguen es:

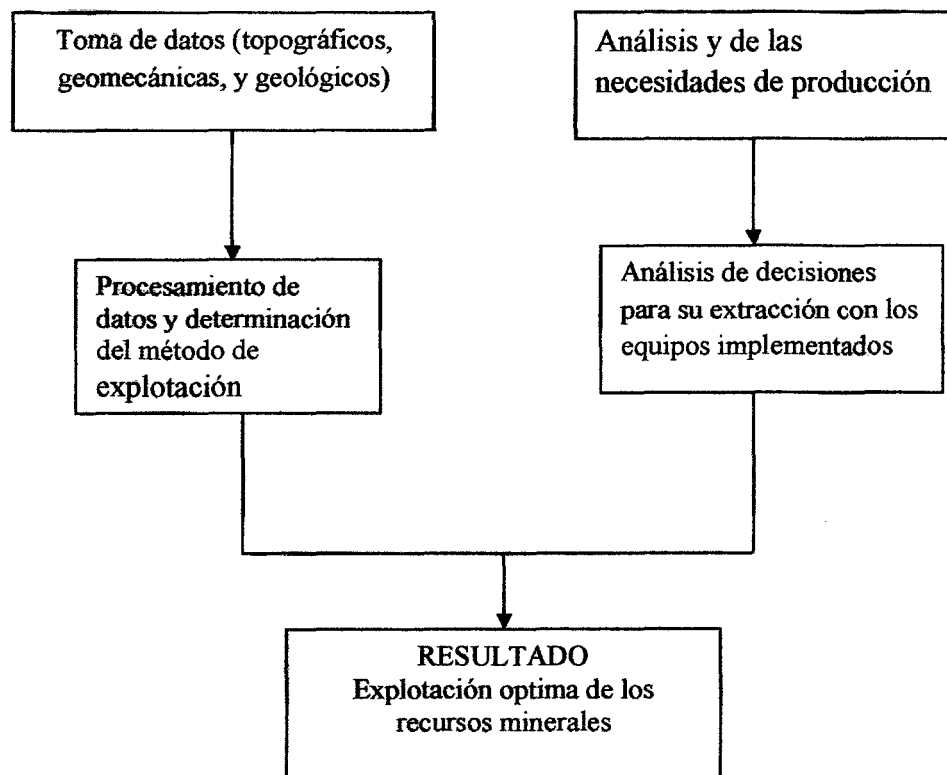
Primera etapa: levantamiento topográficos, geomecánicas, y geológicos procesamiento de datos, determinar la forma y tipo de yacimiento.

Segunda etapa: selección del método de explotación.

Tercera etapa: análisis y decisiones para la implementación con equipos para su explotación.

Cuarta etapa: análisis de los impactos ambientales y económicos.

1.5.5. Procesamiento y análisis de datos



CAPITULO II
GENERALIDADES II

2.1. Ubicación geográfica y acceso

La mina Tastatasta, se ubica en el distrito de Pachaconas, provincia de Antabamba, Región de Apurímac, en la sierra sur del Perú, a una altura de 3,800 msnm. En la carta nacional podemos localizarlo en la hoja de Chalhuanca 29-p, se ubica entre los vértices de las coordenadas UTM- PSAD56: (ver plano N° 01).

Coordenadas UTM de la mina tastatasta:

VÉRTICES	NORTE	ESTE
1	8427000.00	716000.00
2	8426000.00	716000.00
3	8426000.00	715000.00
4	8427000.00	715000.00

2.1.1. Accesibilidad

El proyecto Coriloma 38A está ubicado en la parte sur-este del distrito de Pachaconas, provincia de Antabamba departamento de Apurímac, cuyo acceso muestra el cuadro N° 01 y su ubicación el plano N° 01 y para llegar a la misma bocamina del proyecto Coriloma 38A se tiene que recorrer desde el poblado de Pachaconas por una trocha con una camioneta 4x4.

CUADRO N° 01

De	A	Km	HORA	TIPO DE VIA
Abancay	Santa Rosa	78	45min.	Asfaltado
Santa Rosa	Huancapampa	37	1. hora.	afirmada
Huancapampa	Pachaconas	24	1.5 hora	afirmada
Pachaconas	Tastatasta	1.5	15 min	trocha
TOTAL			3 1/2h	

2.2. Clima y vegetación

La zona se caracteriza por tener un clima variado en todo el periodo del año llegando así a temperaturas de 5C° en invierno hasta 25C° en verano, con presencia de lluvias en los meses de diciembre, enero, febrero, marzo hasta mediados de abril:

2.3. Recursos

2.3.1. Recursos Humanos

Los recursos humanos en el distrito de Pachaconas, está conformada por familias oriundas de esta zona, quienes están organizados bajo la política de una organización comunal del distrito de Pachaconas, las comunidades que conforman son Palcayño, Huancaray, Chircahuay y otros, quienes por presencia natural del mineral en la zona, en su gran mayoría se dedican a la actividad minera artesanal, sin ningún asesoramiento técnico ocasionando desorden y problemas ambientales, precisamente porque no hay una buena planificación en el aprovechamiento del recurso mineral.

2.3.2. Recursos Energéticos

Los recursos energéticos del distrito de Pachaconas son básicamente transformados contando con energía eléctrica, gas propano, hidrocarburos como la gasolina, el petróleo que son utilizados en generadores eléctricos y la leña como materia prima que sirve como combustible para la preparación de los alimentos.

2.3.3. Recursos Agropecuarios

2.3.3.1 flora y fauna

La flora en el distrito de Pachaconas es variada con la presencia de pastos naturales para el consumo de ganados, arbustos como chachacoma, eucaliptos, queuña, tayanco, molle, retama y mucha variedad de vegetación de especies silvestres que cubren la zona superficial geográfica.

De la misma forma la fauna en el distrito de Pachaconas y la región está poblada de animales silvestres que habitan libremente y son parte de la belleza natural de la región tales como son: variedad de pájaros, cóndor, águila, venado, vizcacha, el puma, zorrino, zorro y otros.

2.3.3.2 Agricultura

La actividad agrícola que se desarrolla en el distrito de Pachaconas es en pequeña escala aprovechando las andenerías que fueron dejados como herencia de los antepasados y las costumbres de la siembra, cultivo y la cosecha, que hoy en día perviven en su existencia gracias a la práctica de los pobladores Pachaconeños.

La producción agrícola es una actividad de subsistencia y no comercial solo se produce para el consumo familiar, se destaca en la agricultura los sembríos de maíz, papa, haba, arveja, ollucos, año, oca, y ocasionalmente el trigo la cebada.

2.3.3.3 Ganadería.

La actividad ganadera en el distrito de Pachaconas es básicamente para el uso y consumo familiar como alimentos de carnes provenientes del ganado vacuno, leches y sus derivados, ovino, porcino, caprino, y para uso de transporte se utiliza el caballo, la mula, el burro, cabe aclarar que el caballo y el ganado vacuno intervienen en el proceso de la siembra.

Todos los animales antes mencionados ocasionalmente son para el comercio.

2.3.3.4 Piscicultura.

Esta actividad es recientemente integrada a la actividad de la población Pachaconeña en la crianza de peces como la trucha en picigranjas cabe aclarar que la pesca es de antaño practicada en los ríos de Pachaconas.

2.3.4. Recursos Hidráulicos

Por los dos flancos del yacimiento (boca mina) pasan los riachuelos de pallcha por el lado derecho y por el izquierdo tastatasta. En tiempos de avenida estos riachuelos aumentan su caudal desembocando en el río chacapata que finalmente desemboca en la cuenca del río Antabamba.

2.3.5. Consideraciones generales del estudio

a. Fisiografía y topografía

Fisiográficamente se encuentra en la parte occidental de la cordillera de los andes, el cual forma parte de los cerros de Chillahuani y Yanama de Pachaconas, cuyas elevaciones alcanzan 4300 m.s.n.m. que es parte del Proyecto Coriloma 38A, el yacimiento se caracteriza por presentar una topografía no muy accidentada. La topografía es irregular y abrupta que varía de lugar a lugar observándose riachuelos

poco profundos y elevaciones poco prolongadas cubierto de eucaliptos y otras plantas nativas.

b. Propiedad minera.

La Empresa Minera KORMINPA S.A. pequeño productor minero, es titular de la concesión Coriloma 38-A, con código: 01-07160-95ª A de 100 has. Inscrita en los Registros Públicos de la oficina Registral de Cuzco, con el título N0.00018410.

La propiedad superficial pertenece a la comunidad de Pachaconas; comunidad con actividad económica tradicional de agricultura y pastoreo, en los últimos años desplazada por la actividad de la minería artesanal.

El área donde se propone realizar el estudio se encuentra ubicada dentro de la zona denominada Tastatasta, que pertenece a la concesión Coriloma 38A perteneciente a la EMPRESA MINERA KORMINPA S.A. (ver plano N°01)

c. Labores mineras.

Los trabajos de exploración consisten en la construcción de labores subterráneos como son cruceros o cortadas en rocas estériles, galerías y chimeneas sobre estructuras, con un diseño propuesto aprovechado la preparación del yacimiento para su posterior explotación, realizados de acuerdo al estudio de evaluación ambiental aprobado, consecuentemente trabajando de manera responsable ambientalmente previniendo y mitigando los posibles impactos directos e indirectos que pudiera ocasionar el desarrollo de la exploración.

Este laboreo subterráneo en ejecución nos permitirá identificar la cantidad de reservas de mineral existente en la zona.

d. Método de minado.

En la construcción de las labor de exploración subterránea, actualmente se está desarrollando convencionalmente usando perforadoras neumáticas livianos Jack Leg en frentes y chimeneas, para la limpieza se hace a pulso evacuando el material roto a superficie en un carro minero de modelo U-35 de 500 Kg. de capacidad, montado en un chasis con ruedas neumáticas diseñados para secciones angostas empujados a pulso por dos personas.

El estudio de las características geológicas, geomecánicas y la geometría del yacimiento nos permitirá definir un método de minado o método de explotación y su respectiva implementación, el cual permitirá el aprovechamiento del recurso mineral con una buena productividad, seguro y de buena recuperación.

e. Descripción de minerales.

El principal mineral de mena que se extrae es la pirita aurífera, asociada a esta se encuentra la calcopirita, bornita y la galena que también tiene valores de oro en muy buena proporción. Como relleno principal de las soluciones esta el cuarzo calcita, presentes como mineral de ganga.

f. Interpretación geológica de labores

En base a técnicas de estudio y de muestreo, se determina las principales características del yacimiento. Este proceso de investigación geológica, requiere de laboreo subterráneo de exploración con un adecuado levantamiento Topográfico y perfiles y mapeos geológicos, cuyos resultados se adjunta en los anexos. El cual será interpretado en el planeamiento y diseño para además esta etapa de exploración se aprovechara para lograr información geomecánicas, geoestructural,

litológica, hidrológicos etc. De la estructura mineralizante y las rocas encajonantes, cuyos resultados serán determinantes en el planeamiento y diseño.

❖ **Afloramiento**

Los afloramientos del Proyecto coriloma muestran formaciones de cuerpos mineralizados oxidados con composición de sulfuros, que da origen a la formación de minerales de pirita, calcopirita, bornita, en donde la potencia de los afloramientos de vetas de 0.1- 0.2 m que posteriormente llega a tener una potencia de 2 m., estas estructuras en su afloramiento muestran buzamiento diferentes pero con rumbos hacia sur a norte.

g. Geología Económica del Yacimiento

En el estudio de la Geología Económica primordialmente se dedica al principal mineral de mena que se extrae, que es la pirita aurífera en la cual se tiene en cuenta:

Tipo de yacimiento

Mineralogía

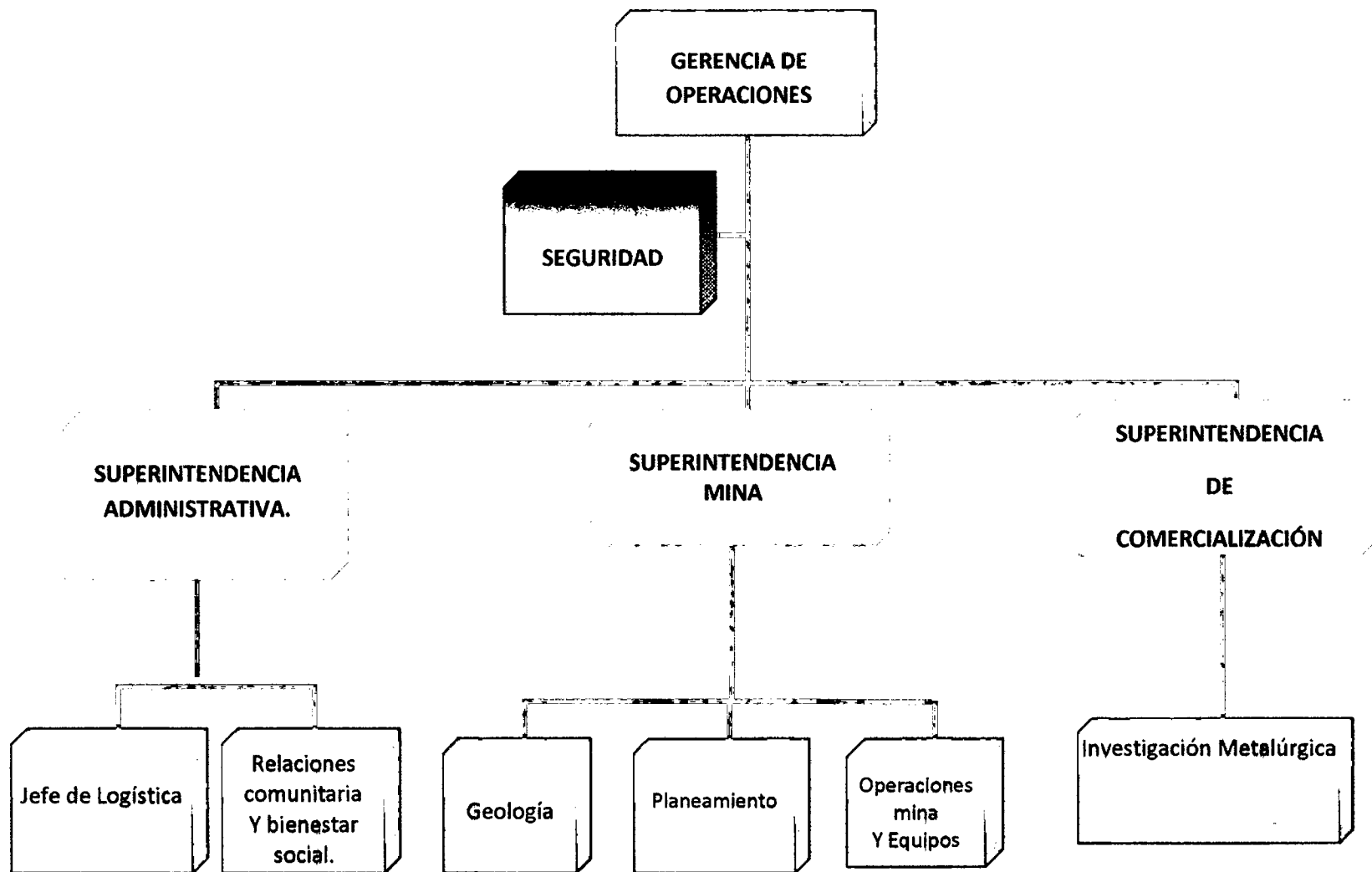
Controles de mineralización

Secuencia para genética / eventos mineralizantes

Estimación de reservas.

2.4. Organización de la Empresa Minera Korminpa S.A.





CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. Geología regional

Coriloma se localiza en la parte central de la franja metalogenética Andahuaylas – Yauri, donde ocurren yacimientos de pórfidos de Cu, Mo-Au (Antapacay, Cotabambas, Trapiche, Chancas, etc.), yacimientos de skarns de Cu (Tintaya, las Bambas, Corocohuayco, quechuas, etc.) y yacimientos de oro (Cochasayhuas, Virundo, Utupara, etc.); yacimientos hospedados en rocas sedimentarias clásticas y calcáreas del mesozoico, intruidas por rocas ígneas calco alcalinas neógenos que forman parte del batolito de Abancay.

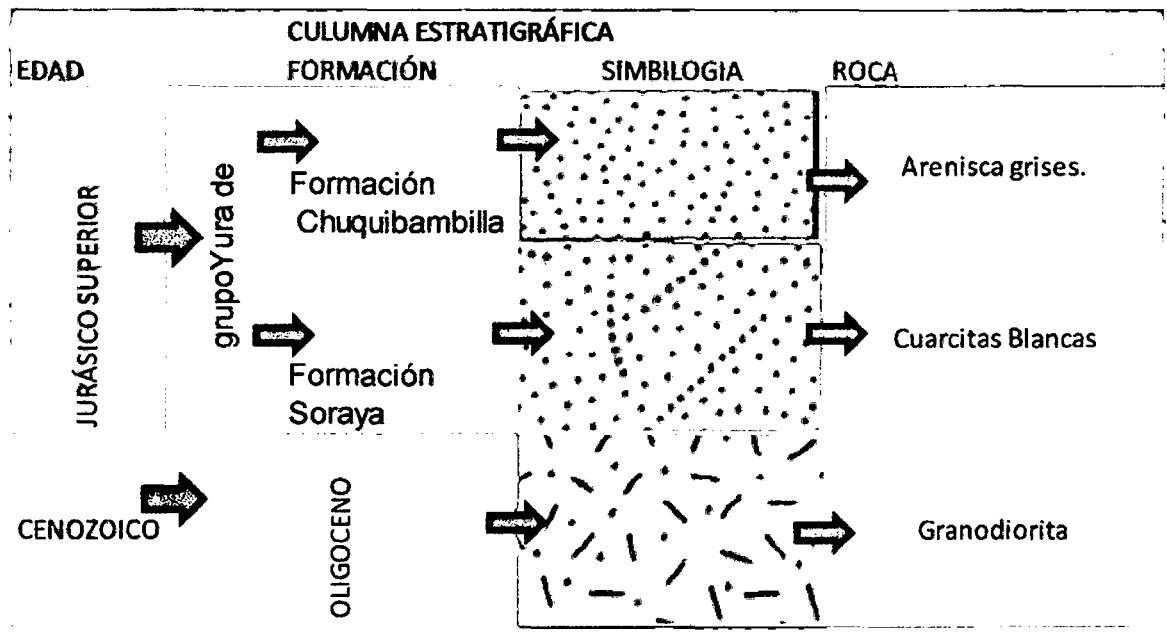
3.2. Geología local

En el área y circundante al proyecto se exponen rocas sedimentarias clásticas y calcáreas de edad jurásica y cretácica, un tanto alejados se exponen rocas intrusivas de edad neógeno. La estratigrafía de las rocas sedimentarias comenzando por el más antiguo, ocurre en la siguiente secuencia:

- Formación Chuquibambilla.- Estratos de areniscas grises oscuras con gruesos niveles de lutitas negras y lentes de caliza gris a negra, secuencia plegada y fuertemente fracturada. Formación correlacionada al nivel intermedio del grupo yura de edad jurásico superior. Es la formación que alberga a las vetas auríferas materia de este estudio.
- Formación Soraya.- Estratos prominentes y compactos de cuarcitas blancas y grises plegadas y fracturadas, también correlacionada al grupo yura de edad cretáceo inferior.

- Rocas Intrusivas.- Rocas que ocurren alejados al área del proyecto, son intrusiones ígneas de variada composición y textura. La unidad más antigua es la roca de granodiorita – tonalita, seguida por una diorita, muy localizados y en unidades menores se exponen diversas fases de pórfidos de monzonita y otros, genéticamente relacionados con la mineralización en el distrito minero.

Ilustración 01



Fuente: Elaboración propia

3.3. Geología estructural

La corteza terrestre, del yacimiento tastatasta muestra extensos afloramientos de rocas sedimentarias clásticas calcáreas del jurasico y cretácico, que en contacto con las rocas intrusivas del oligoceno temprano, albergan yacimientos mayormente con minerales de oro y plata. Aflora con notable presencia las lulitas negras pizarrosas y cuarcíticas.

3.4. Geología económica

3.4.1. Tipo de Yacimiento

En la concesión minera y alrededores, las áreas conocidas como Tastatasta, Intiukca, Reventadero, Minaspata, Umacahuña, etc. exponen yacimientos de oro en vetas y vetillas de afloramiento corto, tienen dirección predominante norte-sur y buzamientos con tenencia hacia el Este, con anchos variables rellenas con mineral por cuarzo, pirita, limonitas (goetitas, jarositas) y óxidos de cobre, en algunos casos asociados a halos de alteración de silicificación, de cuarzo – adularia, de argílica, etc. En Tastatasta, área de nuestro interés, afloran dos vetas denominadas como veta principal y veta Gaby. La veta principal por sus altos valores de oro encontrados en superficie, es objeto de la campaña de exploración subterránea, con avances alentadores ya que se ha encontrado dos vetas adicionales a la veta principal, formando vetas en echelón, los resultados que se muestran en los subsiguientes son precisamente del laboreo de exploración que es realizada por la empresa, mas no se toma en cuenta el laboreo que realizan los mineros artesanales:

a. Veta Principal

En superficie aflora en forma discontinua a lo largo de 250m con ancho promedio de 0.70m, rumbo N10°E, buzamiento de 50° a 70° hacia el este-sureste, emplazada como una veta falla en el contacto con las areniscas gris oscuras y cuarcitas. En subterráneo, su tramo sur, a 20m de profundidad vertical fue reconocido con pequeños labores distribuidos en tres niveles (Pique-inclinado, galería 790 y galería 780), las mismas, muestran una veta con anchos de 0.30 a 1.70m, rellena por pirita aurífera hexaédrica gruesa y fina en forma de lentes y venillas, acompañada de cuarzo, calcita, marcasita, etc., circundada hasta 2m de ancho con halos de

alteración cuarzo adularia; la roca de caja es una arenisca negra poco compacta. El muestreo selectivo o sistemático de estas labores se detalla en el cuadro 1 adjunto, cuyos promedios son los siguientes:

CUADRO N°02

Nivel	Labor	Longitud (m)	Ancho (m)	Au oz/t
Superficie	Inclinado pique	15	0.65	0.691
790	Galería 790	11	1.50	1.073
780	Galería 780	17	0.68	1.520

Fuente: Elaboración propia

Su tramo norte, a 60m de profundidad vertical en el nivel 735, viene siendo reconocida con la galería Cori Sur de 32m, tiene anchos discontinuos desde vetillas hasta 0.60m, rellenas con pirita fina hexaédrica y cúbica y fragmentos de roca de caja, La veta y las cajas son suaves debido al intenso fracturamiento y fallamiento y fuerte alteración argílica, silicificación y cuarzo-adularia. Las muestras representativas reportan una ley hasta de 2.00 oz Au/tc. y, permiten delimitar tramos económicos, detallado en el cuadro 2, cuyo promedio es el siguiente:

CUADRO N°03

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/tc.
735	Galería cori sur	12	0.41	0.945

Fuente: Elaboración propia

b. Veta 143

Esta veta no aflora en superficie, reconocida en el nivel 735, con las galerías 143 y 143-3 de 71m de longitud, es de tipo rosario, es decir, en tramos se ensancha hasta

1.3m y muy localizado hasta 7.0m y en otros tramos se adelgaza a vetillas y/o guías, veta rellenada de pirita friable hexaédrica en forma de vetilleo, ojos y diseminaciones acompañada con materiales de rocas de caja, las rocas de caja son areniscas finas grises alteradas fuertemente a cuarzo-adularia, esta alteración tiene aspecto veteadado a grosso modo en forma de enjambres. El muestreo representativo (ver cuadro 2) reporta altos y constantes valores de oro, llegando hasta 8.39 oz/tc, los cuales permiten delimitar tres tramos (3) de mineral económico, estos tramos proyectados son para preparar tajos de explotación, Las muestras arrojan los siguientes promedios:

CUADRO N°04

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/tc
735	Galería 143 (1)	20	0.51	1.826
	Galería 143-3 (1)	10	0.40	0.991
	Galería 143 (2)	12	0.42	1.969
	Chimenea 1 (2)	7	0.50	1.417
	Subnivel 1 (2)	12	0.41	1.216
	Galería 143 (3)	7	0.30	1.102
Promedio veta 143		40	0.43	1.469

Fuente: Elaboración propia.

En esta veta, también por tramos, hay valores de plata, los ensayos de los lotes de mineral enviados a la planta de beneficio reportan hasta 6.21 y 4.61 oz Ag/tc como valores puntuales, pero estas persisten en un promedio de 0.82 oz Ag/tc.

c. Veta 60

Tampoco esta veta aflora en superficie, reconocida en el nivel 735, con la galería 60 de 38 m, la veta es del tipo rosario, los tramos sin mineral son más extendidos y los anchos son más delgados, con menor presencia de pirita fina hexaédrica y cúbica

con clastos de rocas de caja; persiste la alteración a cuarzo-adularia, Las muestras reportan en promedio la siguiente ley de oro:

CUADRO N°05

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/tc
735	Galería 60	20	0.50	0.469

Fuente: Elaboración propia.

Se hicieron ensayar muestras compósito por barrido geoquímico (ICP) por 35 elementos, los resultados reportan mayormente valores bajos, de los cuales se indican algunos de los elementos resaltantes:

CUADRO N°06

Nivel / Elementos	Ag gr	Fe %	As ppm	Mn %	Pb %	Zn %	Ca %
780 Gal.780	9	>15	3414	0.01	0.02	0.06	-
735 Gal. 143	8	10	1156	0.10	0.02	0.02	1.6

Fuente: Elaboración propia.

3.4.2. Mineralogía.

CUADRO N°07

Metal principal	: Oro
	: Plata
Sulfuro	: Pirrotina
	: Piritita
	: Calcopirita
	: Bornita
	: Arsenopirita
Óxidos	: Limonita
Silicatos no metálicos	: Cuarzo

Fuente: Elaboración propia

El oro ocurre en partículas de 2 micras a más, y principalmente en inclusiones de la veta principal que son sulfuros como mineral principal la pirita, arsenopirita y otros sulfuros menores que acompañan la presencia del oro.

3.4.3. Controles de Mineralización

La mineralización en la mina Tastatasta se encuentra en filones hidrotermales con direcciones al NE y SW estos afloramientos se encuentran con un buzamiento de 70-80 ° de manera que la veta se encuentra alojado en rocas de areniscas cuarzosas las rocas presentan un alteración mediana a fuerte, se aprecia la presencia 3 vetas dos ramales principales y una que es la troncal y es de mayor potencia que alcanza hasta una potencia de 2-2.5 m aparte de ello se observar una serie de sistemas de vetas los cuales rodean a filones ya mencionados .

La mayor mineralización se da en las alteraciones intensas y en el contacto de las rocas también aprovecha las fracturas de las fallas debido a que es propicio para el mineral rellenarse en dichas estructuras.

3.4.4 Técnicas de muestreo

Los muestreos se desarrollaron por el método de canaletas sobre los filones y estas fueron llevadas a los laboratorios (Plenge, Luis bueno, fritzmin, minera south, minera laytaruma) laboratorios ubicados en la ciudad de lima, nazca respectivamente.

3.4.5. Cubicación de reservas- Mina Tastatasta.

Para la estimación de las reservas se han utilizado el modelo geométrico en bloques con énfasis a criterios geológicos y operacionales, es así, los anchos de veta fueron consideradas a 0.70m mínimo de explotación, consecuentemente las leyes fueron castigadas hasta -24%; también, en el tonelaje, el mineral probado-probable

castigados a -30%, el mineral potencial castigado a -50%. El detalle se muestra en el cuadro 08 y plano sección longitudinal 7-L1, cuyo resumen es el siguiente:

CUADRO N°08

CATEGORIA MINERAL	ACCESO	TONELAJE (TM)	LEY Au oz/tc	Au ONZAS
Probado	Accesible	3530	1.034	3650
Probable	Ev. Accesible	5880	0.901	5300
Potencial		16800	1.087	18270
TOTAL		26210		27220

Fuente: Elaboración propia

Hasta la actualidad se viene realizando trabajos de exploración en la veta 60, falta considerar la veta Gaby, que considero muchos más grande que las anteriores vetas descritas ya que se tiene un antecedente de la veta Gaby en la concesión contigua que tiene reporte de leyes de hasta 7 oz/tc. Legando a tener una potencia de hasta 3 m de potencia. Por la forma de las vetas (en echelón), también es posible encontrar nuevas vetas tensionales tipo bonanza, como es el caso de la veta 143.

CAPITULO IV

EVALUACIÓN ACTUAL DE LA MINA Y DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

4.1. Descripción del minado actual

En el desarrollo de la explotación de la labor subterránea, se realiza el plan de minado convencional, de perforación, voladura y limpieza, cuya rutina empieza con el marcado del frente de la labor, luego perforado con perforadora neumática y barrenos de tres y cuatro pies de largo, seguida por la voladura controlada con empleo de explosivos y, finalmente la limpieza, que es el acarreo del material utilizando carretillas tipo buggy y carrito minero Z-20; el promedio del avance es de 1.0 m para un turno de ocho horas, conforme se avanza y en forma paralela se instalan mangueras de agua y aire, cunetas, cuadros de madera y todo lo necesario para una ejecución con bienestar y seguridad minera.

4.2. Secuencia de minado

La secuencia actual de la mina es como se detalla a continuación:

- **Perforación:** La perforación inicia con el marcado de frente que se desarrolla con brújulas y/o teodolitos seguido de la perforación de rocas con equipos convencionales con perforadoras neumáticas.
- **Voladura:** Secuencia de la perforación donde se realiza el carguío de los explosivos para el chispeo de la mecha de seguridad resultando una explosión y dando como resultado la fragmentación de la roca de acuerdo al diseño de la malla de perforación y el factor de carga.
- **Ventilación:** seguido de la voladura de rocas se procede a la ventilación del área donde se realizara la limpieza.
- **Limpieza:** La limpieza del material es a base de palas y picos.

➤ **Acarreo de material:**

El acarreo se realiza en carretillas y carrito minero sobre neumáticos con una capacidad de carga de media tonelada, Hasta una tonelada.

4.3. Operaciones unitarias

Las operaciones unitarias en la mina tastatasta se desarrolla a base de equipos convencionales que comprende de una compresora de 375 CFM atlas coopco. Y una perforadora modelo YT28. Y un carrito minero sobre neumáticos que funciona con la fuerza de hombre, el carguío de material roto se hace a base de pala y pico, todas las labores de exploración fueron desarrolladas con estos equipos.

4.3.1 Método de explotación

En la actualidad no se cuenta con una metodología de explotación debido a que se encuentra en la etapa de exploración ya teniendo resultados casi definidos teniendo proyectado continuar en el descubrimiento de más reservas. Este proceso se desarrolla siguiendo la dirección de los filones cubicando la mineralización cada vez que se descubre.

4.3.2 Plan de exploración

Para la construcción del túnel ó labor subterránea, se tiene el plan de construcción del galería sobre veta y la construcción de chimeneas en la veta principal y veta 60 el plan de exploración es convencional subterráneo, el plan de trabajo de corto plazo o diario es de perforación, voladura y limpieza, cuya rutina empieza con el marcado del frente de la labor, luego perforado con perforadora neumática y barrenos de tres y cuatro pies de largo, seguida por la voladura con empleo de explosivos y, finalmente la limpieza, que es el acarreo del material utilizando carretillas tipo buggy y carrito minero Z-20; el promedio del avance es de 1.0 m para un turno de ocho horas, conforme se avanza y en

forma paralela se instalan mangueras de agua y aire, cunetas, cuadros de madera y todo lo necesario para una ejecución con bienestar y seguridad minera.

4.3.3. Avance en las Exploraciones

El avance acumulado de las labores subterráneas es de 568m, mostradas en el cuadro N° 09.

Las principales labores tienen los siguientes parámetros:

CUADRO N°09

LABOR	SECCION m	COORDEN Inicio	UTM PSDA56	COTA msnm	RUMBO	GRADIENT	AVANCE m
Cortada principal	1.8 x 2.1	715 509 E	8 426 949 N	3 735	E 00° O	+0.3%	178
Galería 143	1.8 x 2.1	715 654 E	8 426 937 N	3 735	S 45° O	+0.3%	71
Galería Cori sur	1.8 x 2.1	715 680 E	8 426 936 N	3 735	S 14° O	+0.3%	32
Galería 60	1.8 x 2.1	715 619 E	8 426 891 N	3 735	N 10° O	+0.3%	38

Fuente: Elaboración propia.

4.3.4. Producción

El mineral extraído de las galerías, chimeneas y subniveles, son enviados a una planta de beneficio especializado, localizado muy próximo a la ciudad de Nazca; en lo que va del año se ha enviado 192 toneladas con leyes de oro que varían de 0.474 hasta 1.614 oz/tc, procesados con cianuración por agitación con carbón en pulpa, con recuperaciones variables desde 63 hasta 88% porcentaje relacionada a la ley (ley alta, recuperación alta); en general el promedio de la ley enviado es de 1.096 oz Au/tc.

4.4. Eficiencia

Equipos y Materiales

CUADRO N° 10

UNIDAD	EQUIPO	CARACTERISTICAS	CONSUMO
01	Compresora IR-185-07	S:38696 UERBO2-BIR	1045 Hrs.
02	Perforadora JackLeg	Thunder RNS83FX	14,000 pies promedio
02	Perforadora JackLeg	YT-28	4790 pies promedio
14	Lámpara eléctrica con cargador	Wisdom KL5M	
01	Carrito minero	Z-20	

Fuente: Elaboración propia.

También se dispone de equipos de seguridad, equipos protección personal (EPP) (Casco minero, botas de jebe, mamelucos, correas, guantes, respiradores, saco/pantalón de jebe, tapa oídos, etc.), radios portátiles, botiquín, extintores, llaves, herramientas, etc. De rutina se consume barras cónicas, brocas descartables, petróleo, aceites, explosivos (Dinamita. Semexa 65 7/8x7, fulminante simple No.8, mecha de seguridad y/o ANFO granulado, nitrato de amonio), madera (Redondos, tablones), mangueras, etc.

4.5. Costos operativos

Personal

El personal ocupado es de 15 trabajadores, de los cuales el 100% se encuentran en planilla y tienen el seguro SCTR-Salud, integran un ingeniero jefe, un asistente, perforistas, operarios y vigilantes, todos los trabajadores son locales, se trabaja de lunes a sábado en turno de ocho horas, de 08am a 05pm, con una hora de refrigerio.

4.6. Servicios auxiliares

4.6.1. Energía

En este caso no se cuenta con energía eléctrica debido que todo el trabajo se desarrolla a base de aire comprimido.

En caso del cargado de las lámparas se realiza en la población generando un costo de S/. 35.00 soles mensuales

4.6.2. Agua

El que se utiliza para la perforación es captada del riachuelo de pallecha que es constante durante el año esta captación se hace 200 m más arriba de la bocamina que manera que se aprovecha la gravedad y presión del agua.

4.6.3. Ventilación

Se utiliza la ventilación natural en algunos casos poco frecuentes se utiliza la compresora por un tiempo de 15 a 30 min.

4.6.4. Taller mecánico

No cuenta con un taller mecánico en caso de que se malogre un equipo se tiene que requerir de un especialista en la población de Pachaconas.

Si se trata de equipos como la compresora se requerirá de un especialista que se encuentra en la ciudad de Abancay y/o de la ciudad de nazca.

CAPITULO V

EVALUACIÓN DE PARÁMETROS PARA LA DETERMINACIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

5.1 Fundamento del proyecto

En el yacimiento Tastatasta de la Empresa Minera Korminpa S.A. Se tiene como objetivo determinar el método de explotación de acuerdo a las características del yacimiento para luego establecer estándares de producción, seguridad en la extracción del mineral. Seguida de la optimización de la producción a menores costos y en el menor tiempo posible de manera que el proyecto sea muy rentable aplicando innovaciones tecnológicas.

5.2 Localización del Área de Trabajo

Tastatasta se localiza en la parte central de la franja metalogenética Andahuaylas – Yauri, donde ocurren yacimientos de pórfidos de Cu, Mo-Au (Antapacay, Cotabambas, Trapiche, Chancas, etc), yacimientos de skarns de Cu (Tintaya, las Bambas, Corocohuayco, quechuas, etc) y yacimientos de oro (Cochasyhuas, Virundo, Utupara, etc); yacimientos hospedados en rocas sedimentarias clásticas y calcáreas del mesozoico intruídas por rocas ígneas calcoalcalinas neógenos que forman parte del batolito de Abancay.

5.3 Factores que influyen en la determinación de un método de explotación

5.3.1 Condiciones geológicas

5.3.1.1 Características generales del mineral

En la concesión minera y alrededores, las áreas conocidas como Tasta-Tasta, Intiukca, Reventadero, Minaspata, Umacahuño, etc. exponen yacimientos de oro en vetas y

vetillas de afloramiento corto, tienen dirección predominante norte-sur y buzamientos con tenencia hacia el este, con anchos variables rellenas con mineral por cuarzo, pirita, limonitas (goetitas, jarositas) y óxidos de cobre, en algunos casos asociados a halos de alteración de silicificación, de cuarzo – adularia, de argílica, etc. En Tasta-Tasta, área de nuestro interés, afloran dos vetas denominadas como veta principal y veta Gaby. La veta principal por sus altos valores de oro encontrados en superficie, es objeto de la campaña de exploración subterránea, con avances alentadores ya que se ha encontrado dos vetas adicionales a la veta principal, formando vetas en echelón.

5.3.1.2 Características Generales de la Roca Encajonante

En el área y circundante al proyecto se exponen rocas sedimentarias clásticas y calcáreas de edad jurásica y cretácica, un tanto alejados se exponen rocas intrusivas de edad neógeno.

La estratigrafía de las rocas sedimentarias comenzando por el más antiguo, ocurre en la siguiente secuencia:

□ **Formación Chuquibambilla.**- Estratos de areniscas grises oscuras con gruesos niveles de lutitas negras y lentes de caliza gris a negra, secuencia plegada y fuertemente fracturada. Formación correlacionada al nivel intermedio del grupo Yura de edad jurásico superior. Es la formación que alberga a las vetas auríferas materia de este estudio.

□ **Formación Soraya.**- Estratos prominentes y compactos de cuarcitas blancas y grises plegadas y fracturadas, también correlacionadas al grupo Yura de edad cretáceo inferior.

□ **Rocas Intrusivas.**- Rocas que ocurren alejados al área del proyecto, son intrusiones ígneas de variada composición y textura. La unidad más antigua es la roca de

granodiorita – tonalita, seguida por una diorita, muy localizada y en unidades menores se exponen diversas fases de pórfidos de monzonita otros, genéticamente relacionados con la mineralización en el distrito minero.

5.3.1.3 Estudio estructural.

La mineralización en la mina tastatasta se observa el esquema de la estructura de las rocas quienes alojan la formación de minerales.

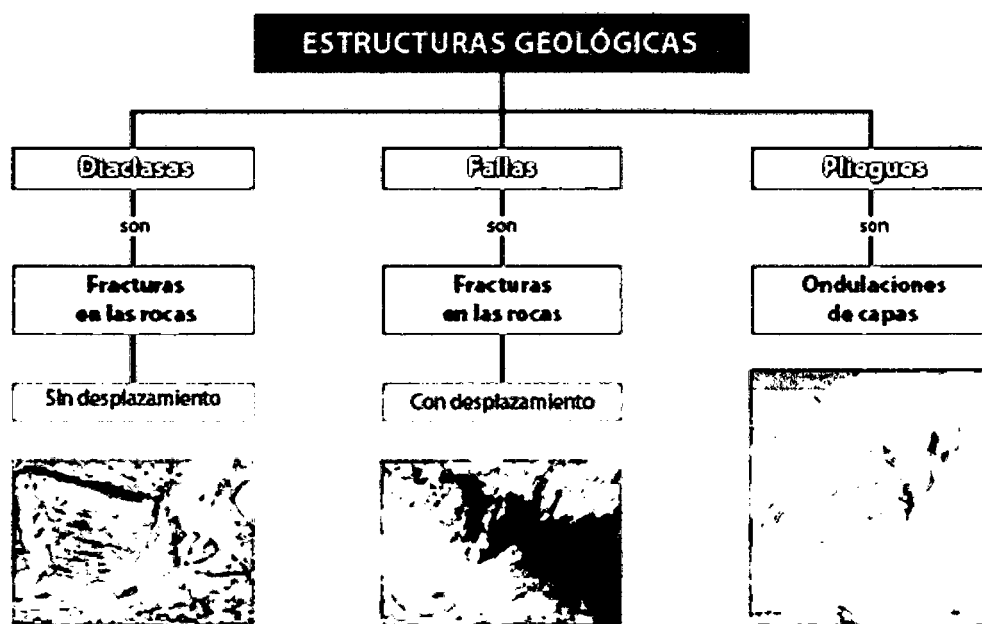


Ilustración 02

Fallas geológicas, son fracturas que separan bloques con movimiento relativo entre ellos. Según este movimiento se clasifica genéticamente como:

Fallas de salto en dirección: son en general sub-verticales, y separan bloques que se desplazan lateralmente. Según sea el sentido relativo de desplazamiento se dividen en dextrosas (el bloque se mueve hacia la derecha) o sinestrosas (el bloque se mueve hacia la izquierda), tomando como criterio el bloque del observador y deslizando el contrario.

También se conocen como fallas transcurrentes, pero este término se usa cuando la falla tiene escala regional.

Fallas de salto en buzamiento: separan bloques que se desplazan verticalmente. Dentro de las fallas de salto en buzamiento podemos encontrar, fallas normales o directas cuando el bloque superior se mueve hacia abajo. Son fallas generalmente asociadas a extensión. Y fallas inversas cuando el bloque superior se mueve hacia arriba. Al contrario que las anteriores se asocian a compresión, con el consiguiente acortamiento del sistema. Dentro de la clasificación de falla normal e inversa podemos encontrar las de alto y bajo ángulo. A las fallas inversas de bajo ángulo se les llama también cabalgamiento.

Fallas oblicuas en las que hay una componente de salto en dirección y otra de salto en buzamiento.

Diaclasas: Son fracturas no visibles a simple vista. La diferencia entre falla y diaclasa reside en la escala de observación, ya que una falla a escala local puede resultar una diaclasa a escala regional. Un buen criterio es la búsqueda de los ornamentos típicos de una diaclasa como son la estructura plumosa, las nervaduras y la orla. Existen tres tipos de diaclasas:

Modo I: de abertura, por extensión, con un leve espaciamiento.

Modo II: de desplazamiento paralelo.

Modo III: de tijera.

Pliegues: Son estructuras de deformación producto generalmente de esfuerzos compresivos. Se producen cuando las rocas se pliegan en condiciones de presión y temperatura altas, lo que les confiere la ductilidad necesaria para que se generen los pliegues.

La estructura que se presenta en la mina Tastatasta son las Fallas de salto en buzamiento, separadas bloques que se desplazan verticalmente.

5.3.1.4 Zonas de alteración y meteorización

Las zonas de alteración que presenta en la mina Tastatasta de acuerdo a la exploración se identificó en la veta principal, en los sistemas de vetas, alteraciones asociados a halos de alteración de silicificación, de cuarzo - adularia, de argílica, de hasta 2m de ancho; la roca de caja es una arenisca negra poco compacta.

5.3.1.5 Aguas subterráneas

El agua subterránea en las inmediaciones de las labores de la mina tastatasta es temporal. Y si hay filtraciones es poca cantidad que se tratan mediante pozos de decantación y su respectivo control de acides de agua.

El acuífero libre de la quebrada Lavadero está limitado por las características del tipo de roca. Las labores informales que se encuentran cerca del curso de agua ya sea horizontal o verticalmente no han sido inundadas pero presentan filtraciones.

5.3.1.6 Levantamiento Topográfico e interpretación geológica del Proyecto.

En estas labores se realizan el levantamiento topográfico, el mapeo geológico detallado y la toma de muestras representativas y sistemáticas, los mismos son confeccionados en planos a escalas 1/250 y 1/500 (ver planos 4, 5 y 6).

5.3.2 Geometría del yacimiento

5.3.2.1 Forma

La forma en que se presentan los filones (veta) es tipo lentejones, esto indica que es irregular, varia en pequeñas distancias.

5.3.2.2 Potencia de mineral

Veta Principal; En superficie aflora en forma discontinua a lo largo de 250m con un potencia promedio de 0.70m, calificado como **estrecha**, rumbo N10°E, buzamiento de 50° a 70° hacia el este-sureste, emplazada como una veta falla en el contacto con las areniscas gris oscuras y cuarcitas. La potencia es estrecha.

En **subterráneo**, su tramo sur, a 20m de profundidad vertical fue reconocido con pequeños labores distribuidos en tres niveles (Pique-inclinado, galería 790 y galería 780), las mismas, muestran una veta con anchos de 0.30 a 1.70m, rellena por pirita aurífera hexaédrica gruesa y fina en forma de lentes y venillas, acompañada de cuarzo, calcita, marcasita, etc., circundada hasta 2m de ancho con halos de alteración cuarzo-adularia; la roca de caja es una arenisca negra poco compacta. El muestreo selectivo o sistemático de estas labores se detalla en el cuadro N° 11 adjunto, cuyos promedios son los siguientes:

CUADRO N°11

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/tn
Superficie	Inclinado pique	15	0.65	0.691
790	Galería 790	11	1.50	1.073
780	Galería 780	17	0.68	1.520

Fuente: Elaboración propia

Su tramo norte, a 60m de profundidad vertical en el nivel 735, viene siendo reconocida con la galería Cori Sur de 32m, tiene anchos discontinuos desde vetillas hasta 0.60m, rellenas con pirita fina hexaédrica y cúbica y fragmentos de roca de caja, La veta y las

cajas son suaves debido al intenso fracturamiento y fallamiento y fuerte alteración argílica, silicificación y cuarzo-adularia. Las muestras representativas reportan una ley hasta de 2.00 oz Au/tc y, permiten delimitar tramos económicos, detallado en el cuadro N°12, cuyo promedio es el siguiente:

CUADRO N°12

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/tc
735	Galería Cori Sur	12	0.41	0.945

Fuente: Elaboración propia

Veta 143; Esta veta no aflora en superficie, reconocida en el nivel 735, con las galerías 143 y 143(3) de 71m de longitud, es de tipo rosario, es decir, en tramos la potencia es ~~estrecha~~ con un metraje de hasta 1.3m y muy localizado hasta 7.0m y en otros tramos se adelgaza a vetillas y/o guías, veta rellena de pirita friable hexaédrica en forma de vetilleo, ojos y diseminaciones acompañada con materiales de rocas de caja, las rocas de caja son areniscas finas grises alteradas fuertemente a cuarzo-adularia, esta alteración tiene aspecto veteadado a grosso modo en forma de enjambres. El muestreo representativo (ver cuadro N°13) reporta altos y constantes valores de oro, llegando hasta 8.39 oz/tc, los cuales permiten delimitar tres tramos (3) de mineral económico, estos tramos proyectados son para preparar tajos de explotación, Las muestras arrojan los siguientes promedios:

CUADRO N°13

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/tc
735	Galería 143 (1)	20	0.51	1.826
	Galería 143-3 (1)	10	0.40	0.991
	Galería 143 (2)	12	0.42	1.969
	Chimenea 1 (2)	7	0.50	1.417
	Subnivel 1 (2)	12	0.41	1.216
	Galería 143 (3)	7	0.30	1.102
Promedio veta 143		40	0.43	1.469

Fuente: Elaboración propia

En esta veta, también por tramos, hay valores de plata, los ensayos de los lotes de mineral enviados a la planta de beneficio reportan hasta 6.21 y 4.61 oz Ag/tc como valores puntuales, pero estas persisten en un promedio de 0.82 oz Ag/tc.

Veta 60; Tampoco esta veta aflora en superficie, reconocida en el nivel 735, con la galería 60 de 38 m, la veta es del tipo rosario, los tramos sin mineral son más extendidos y los anchos son más delgados, con menor presencia de pirita fina hexaédrica y cúbica con clastos de rocas de caja; persiste la alteración a cuarzo-adularia, Las muestras reportan en promedio la siguiente ley de oro:

CUADRO N°14

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	ANCHO (m)	Au oz/Tc.
735	Galería 60	20	0.50	0.469

Fuente: Elaboración propia

Se hicieron ensayos muestras compósito por barrido geoquímico (ICP) por 35 elementos, los resultados reportan mayormente valores bajos, de los cuales se indican algunos de los elementos resaltantes:

CUADRO N°15

Nivel/Elementos	Ag Gr.	Fe %	As Ppm.	Mn %	Pb %	Zn %	Ca %
780 Gal.780	9	>15	3414	0.01	0.02	0.06	-
735 Gal. 143	8	10	1156	0.10	0.02	0.02	1.6

Fuente: Elaboración propia

5.3.2.3 Inclinación

El afloramiento de la veta principal a lo largo de 250m de potencia promedio de 0.70m, rumbo N10°E, buzamiento de 50° a 70° hacia el este-sureste. Esto significa que la inclinación de la veta es de **intermedio e inclinado**.

5.3.3 Condiciones económicas

El **reporte de leyes en la mina Tastatasta es errática en tramos medianos de 5-10 m**, estas leyes varían (0,268-8.390 Oz/tc.) y mantienen el promedio (1.034 Oz/tc.) y son bastante alentadores debido a la demanda de oro que se tiene en el mundo esto ayuda a que el proyecto tenga muy buenas perspectivas en base a la reserva que se tiene y que falta explorar en el proyecto.

5.3.3.1 Reservas (tonelaje y ley)

Para la estimación de las reservas se han utilizado el modelo geométrico en bloques con énfasis a criterios geológicos y operacionales, es así, los anchos de veta fueron consideradas a 0.70m mínimo de explotación, consecuentemente las leyes fueron castigadas hasta -24%; también, en el tonelaje, el mineral probado-probable castigados a

-30%, el mineral potencial castigado a -50%. El detalle se muestra en el cuadro N°16 y plano sección longitudinal 7-L1, cuyo resumen es el siguiente:

CUADRO N°16

CATEGORIA MINERAL	ACCESO	TONELAJE (TM)	LEY Au oz/tc	Au ONZAS
Probado	Accesible	3530	1.034	3650
Probable	E.v. Accesible	5880	0.901	5300
Potencial		16800	1.087	18270
TOTAL		26210		27220

Fuente: Elaboración propia

Hay posibilidades de incrementar las reservas, falta considerar la veta Gaby, la veta 60, por la forma de las vetas (en echelón), también es posible encontrar nuevas vetas tensionales tipo bonanza, como es el caso de la veta 143.

5.3.3.2 Tasa de producción

A partir de los tonelajes y leyes calculadas para diferentes tasas de producción se determina la producción día que asciende a 25,3 Tn/día, y una producción de 632.1 tn mensuales y 7585,2 tn anuales. Toda programación se realiza bajo planteamiento de minado de las reservas que se tiene y de las que se está explorando. Además de ello en función al tiempo disponible de operación tanto en mina como en la planta (días trabajados), y están afectados por los factores que influyen para realizarlos.

5.3.3.3 Vida de la mina.

La vida de la mina hasta el momento se tiene calculada en 3.5 años esto en función a las reservas que se están calculado ya que actualmente nos encontramos con un plan exigente de exploración y se estima que la vida de la mina no acaba en 3.5 años ya que la información no está actualizada hasta terminar la etapa de exploración según políticas de la empresa.

Productividad.

La producción de mineral e función al planeamiento que se desarrolla está sujeta a muchos factores como disponibilidad de equipo, rendimientos, entre otros que afectan en lo positivo o negativo en la programación del objetivo diario de 25,3 Ton.

5.3.4 Características Geomecánicas del Yacimiento

En este proyecto presenta fallamiento a lo largo del yacimiento con un grado de deformación en esta zona. La roca original corresponde a pizarras cuarcíferas con texturas finas, luego de eventos tectónicos se encuentra con la textura original parcialmente destruida, con planos de cizalle poli direccionales los cuales se cortan entre sí. Estos planos se caracterizan por presentar superficies suaves al tacto definidas por alteraciones argílicas, como se detalla en la sección geomecánicas.

5.3.4.1 Clasificación de tipo de roca

En el yacimiento aurífero tastatata, las rocas encajonantes están conformados por pizarras negras y pizarras cuarcíferas fuertemente silisificadas. Las rocas tienen un peso específico (Pe) de:

- ❖ La arenisca fina gris oscura 2.5TM/m³.

5.3.4.2 Clasificación por el índice de calidad de roca (R.Q.D)

Fue desarrollada por Deere en 1964, en la que propuso un índice cualitativo de la calidad de la roca, basado en la recuperación de núcleos con perforación diamantina, el sistema Rock Quality Designation (R.Q.D.).

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico de R.Q.D. y la calidad de roca.

CALIDAD DE ROCA SEGÚN R.Q.D.

Tabla 5.1 - CUADRO N°17

R.Q.D.	CALIDAD DE ROCA	PRECAUCIONES
<25 %	Muy mala	Capaz de fluir
25 – 50 %	Mala	Requiere soporte
50 – 75 %	Regular	Uso de pernos
75 – 90 %	Buena	Requiere soporte
90 – 100 %	Muy buena	No requiere soporte

Fuente: tabla de Deere

Procedimientos de Cálculo

Para determinar el RQD en el terreno existen tres procedimientos de cálculo, éstos son:

1. Primer Procedimiento RQD

Se realiza tomando las medidas y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m, a partir de los testigos obtenidos en el sondeo. Medida del RQD en testigos de Exploración 150.

Deberán incluirse los discos del núcleo ocasionados por rompimiento mecánico de la roca como parte del RQD.

$$RQD = \frac{\sum \text{Testigos} \geq 10\text{cm.}}{\text{Longitud del taladro}} \times 100\%$$

2. Segundo Procedimiento RQD

Consiste en calcular el RQD en función del número de fisuras por metro lineal, determinadas al efectuar el levantamiento litológico-estructural (detail line) en el lugar del terreno o zona predeterminada para la exploración.

RQD Determinado en el campo por el área de Geotecnia, en un tramo longitudinal de pared expuesta.

$$RQD = 100 \lambda (-0.1) \lambda \times (0.1 \ 1 + \lambda) \text{ Priest y Houston, 1967.}$$

Donde: λ = N° De Fisuras / Espacio (Span)

3. Tercer Procedimiento RQD

Consiste en calcular el RQD en función del número de fisuras por metro cúbico (m³), determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (detail line) en el lugar del terreno o zona predeterminada para la exploración.

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por m³ al realizar el levantamiento litológico estructural de las paredes de la mina.

Este se usa para voladura: $RQD = 115 - (3.3) J_v$

Donde: $J_v = N^\circ$ de fisuras por m³

5.3.4.3 Clasificación de Barton Q

El Sistema-Q o Clasificación de Barton fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego '3'. Se basó su desarrollo en el análisis de cientos de casos de túneles construidos principalmente en Escandinavia. Actualmente se denomina Nuevo Método Noruego de túneles al diseño de las excavaciones basándose directamente en los trabajos de Barton.

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre Q=0.001 para terrenos muy malos y Q=1000 para terrenos muy buenos.

El valor de Q se obtiene de la siguiente expresión:

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

Donde cada parámetro representa lo siguiente:

RQD es el índice Rock Quality Designation, es decir, la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10 cm y la longitud total.

Barton indica que basta tomar el RQD en incrementos de 5 en 5, y que como mínimo tomar RQD=10.

Jn, varía entre 0.5 y 20, y depende del número de familias de juntas que hay en el macizo.

Jr, varía entre 1 y 4, y depende de la rugosidad de las juntas.

Ja, varía entre 0.75 y 20, y depende del grado de alteración de las paredes de las juntas de la roca.

Jw, varía entre 0.05 y 1, dependiendo de la presencia de agua en el túnel.

SRF, son las iniciales de Stress Reduction Factor, y depende del estado tensional de la roca que atraviesa el túnel.

Para la obtención de cada uno de los cinco últimos parámetros, Barton aporta unas tablas donde se obtienen los valores correspondientes en función de descripciones generales del macizo rocoso (tabla 5.2, tabla 5.3, tabla 5.4, tabla 5.5 y tabla 5.7).

Tabla 5.2 OBTENCIÓN De Jn.

DESCRIPCIÓN	VALOR
ROCA MASIVA	0.5-1.0
UNA FAMILIA DE JUNTAS	2
IDEM + OTRAS OCASIONALES	3
DOS FAMILIAS DE JUNTAS	4
IDEM + OTRAS OCASIONALES	6
TRES FAMILIAS DE JUNTAS	9
IDEM + OTRAS OCASIONALES	12
CUATRO O MÁS, ROCA FRACTURADA	15
ROCA TRITURADA	20

NOTAS:

(1) Para boquillas tomar 2.Jn

(2) Para intersecciones tomar 3.Jn

Tabla 5.3 OBTENCIÓN De Jr.

DESCRIPCIÓN (1)		VALOR
CONTACTO ENTRE PAREDES DE ROCA O CONTACTO CON CIZALLAMIENTO DE 10 CM	<i>Juntas discontinuas</i>	4
	<i>Ondulada, rugosa, irregular</i>	3
	<i>Ondulada ligerosuave, espejo de falla discontinuo</i>	2
	<i>Espejo de falla ondulado</i>	1.5
	<i>Irregular, rugosa, plana</i>	1.5
	<i>Lisa, plana</i>	1.0
	<i>Planas con espejo de falla</i>	0.5
SIN CONTACTO ENTRE PAREDES DE ROCA DESPUÉS DEL CIZALLAMIENTO	<i>Relleno arcilloso</i>	1.0
	<i>Relleno de arena, grava, roca triturada</i>	1.0

NOTAS:

(1) Datos de la familia principal.

(2) Sumar 1.0 si el espaciamiento entre juntas es mayor de 3 metros.

(3) $Jr=0.5$ para juntas planas con espejo de falla en alineaciones con orientación favorable.

TABLA 5.4 OBTENCIÓN DE Ja.

DESCRIPCIÓN (1)		VALOR	ÁNGULO ROZAMIENTO
CONTACTO ENTRE PAREDES DE ROCA	<i>Muy arenada, dura, rellenos de cuarzo o epidota, impermeable</i>	0.75	25-35°
	<i>Paredes no aboradas sin relleno</i>	1	25-30°
	<i>Ligerosmas aboradas, rellenos arenosos no blandos</i>	2	25-30°
	<i>Rellenos de limo o arena arcillosa, poca arcilla</i>	3	20-25°
	<i>Rellenos arcillosos, arenos, mica, clavina, yeso y grafito, pequeñas cantidades de arcilla expansiva (2)</i>	4	8-16°
CONTACTO CON MOVIMIENTO DE CIZALLAMIENTO MENOR DE 10 CM	<i>Relleno de arena, sin arcilla</i>	4	25-30°
	<i>(A) Relleno arcilloso fuertemente sobrecimentado, sin minerales arcillosos (3)</i>	6	16-24°
	<i>(B) Relleno arcilloso blando, medianamente o poco consolidado, $e < 5$ mm (3)</i>	8	12-16°
	<i>(C) Relleno arcilloso expansivo, con presencia de agua. Jr depende del contenido de arcilla expansiva</i>	8-12	6-12°
SIN CONTACTO ENTRE PAREDES DE ROCA, DESPUES DE CIZALLAMIENTO	<i>Zonas de relleno de roca triturada o desmenuzada y arcilla, según tipo (A), (B) o (C)</i>	6, 8, 8-12	6-24°
	<i>Zonas de rellenos arenosos, arcillosos o limosos, poca arcilla</i>	5	
	<i>Relleno arcilloso, ancho y continuo según el tipo de arcilla (A), (B) o (C)</i>	10, 13, 13-20	6-24°

NOTAS:

- (1) Datos de la familia principal.
- (2) Recubrimientos discontinuos de las paredes, de espesor entre 1 -2mm. O menos.
- (3) Recubrimientos continuos de las paredes, de espesor <5mm.

Una vez obtenido el valor de Q, en las tablas 5.8 – 5.12 Barton propone el sostenimiento a emplear. Para ello es necesario un nuevo parámetro dependiente de las dimensiones del túnel, llamado Dimensión Equivalente. La dimensión equivalente se obtiene como cociente entre el vano o altura del túnel (el mayor de ambos valores) y un factor denominado Excavation Support Ratio (ESR). El ESR se obtiene de la tabla 5.6 en función del tipo de excavación.

TABLA 5.5 OBTENCIÓN DE J_w .

DESCRIPCIÓN	VALOR	PRESIÓN AGUA (MPa)
SECO O PEQUEÑA ENTRADA LOCAL	1.0	< 0.1
MEDIANO FLUJO O PRESIÓN, LAVADO OCASIONAL DE RELLENO DE JUNTAS	0.66	0.1-0.25
GRAN FLUJO O ALTA PRESIÓN DE AGUA, ROCA COMPETENTE SIN RELLENO EN LAS JUNTAS	0.5	0.25-1.0
GRAN FLUJO O ALTA PRESIÓN DE AGUA, LAVADO DEL RELLENO DE JUNTAS CONSIDERABLE	0.33	0.25-1.0
FLUJOS MUY FUERTES O PRESIÓN MUY ELEVADA DISMINUYENDO CON EL TIEMPO	0.2-0.1	> 1.0
IDEM, PERO NO DISMINUYENDO CON EL TIEMPO LA PRESIÓN DE AGUA	0.1-0.05	> 1.0

NOTAS:

- (1) Los índices terceros a sexto son estimaciones groseras. Se puede aumentar J_w , si hay medidas de drenaje.
- (2) No se considera formación de hielo.

TABLA 5.6 DIMENSIÓN EQUIVALENTE DEL TÚNEL

DESCRIPCIÓN	VALOR
GALERÍAS TEMPORALES DE MINAS	3-5
POZOS VERTICALES: CIRCULARES / RECTANGULARES	2.5 / 2
GALERIAS PERMANENTES EN MINAS, TÚNELES HIDRÁULICOS, GALERIAS PILOTOS O GALERIAS DE AVANCE (1)	1.6
CAVERNAS PEQUEÑAS, TÚNELES DE ACCESO, TÚNELES DE CARRETERA O FF.CC. POCO IMPORTANTES	1.3
CAVERNAS, TÚNELES DE CARRETERA O FF.CC., BOQUILLAS, INTERSECCIONES	1
CAVERNAS PARA FABRICAS, CENTRALES, ESTACIONES DE FF.CC., PLANTAS NUCLEARES	0.8

NOTAS:

- (1) Túneles hidráulicos para centrales hidroeléctricas; se excluyen conducciones forzadas a alta presión.
- (2) Se toma la dimensión equivalente igual al máximo del vano o la altura dividido por ESR.

Las tablas 5.8 – 5.12 van acompañadas de unas notas aclaratorias; en ellas se definen 38 categorías de sostenimiento, en función principalmente de Q y de la Dimensión Equivalente.

La figura 5.1 permite conocer en qué categoría de sostenimiento nos situamos.

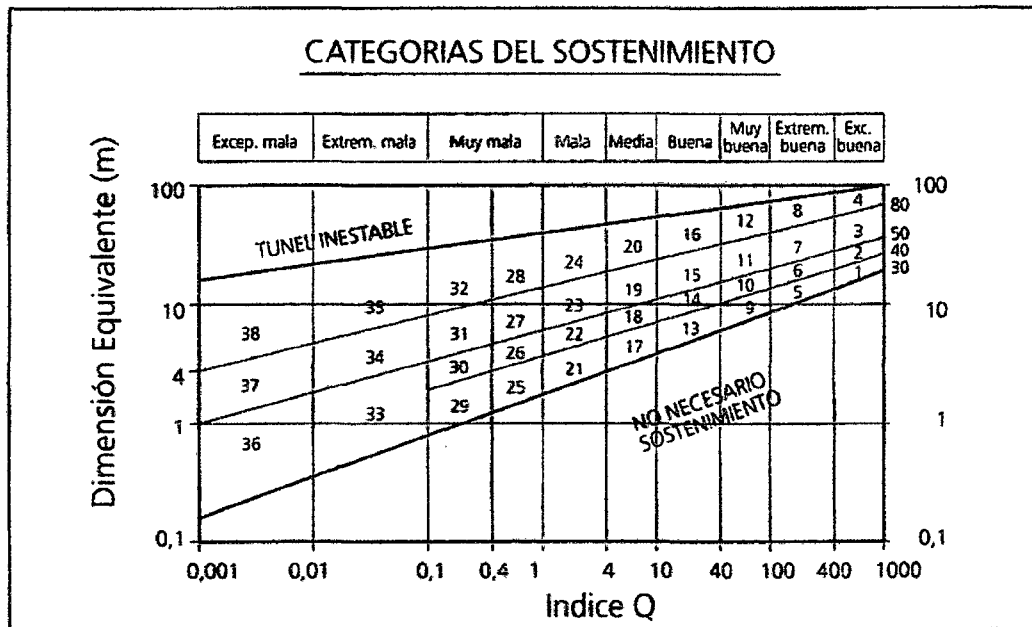


Figura 5.1 Categorías del sostenimiento (Barton)

TABLA 5.7 OBTENCIÓN DE SRF

DESCRIPCIÓN	VALOR		
EXCAVACIÓN	<i>Muchas zonas débiles, con arcilla o roca de grano grande, roca muy descomprimida</i>	10	
ATRAVESADA POR ZONAS BLANDAS DE ROCA QUE PUEDEN OCASIONAR DESCOMPRESIÓN O DESPRENDIMIENTO DE ROCAS AL EXCAVAR EL TÚNEL	<i>Zonas individualizadas débiles, con arcilla o roca triturada, prof ≤ 50 m</i>	5	
	<i>Idem prof > 50 m</i>	2.5	
	<i>Muchas zonas de cizallamiento en roca competente sin arcilla, roca descomprimida</i>	7.5	
	<i>Zonas individuales de cizallamiento en roca competente sin arcilla, prof ≤ 50 m</i>	5	
	<i>Idem prof > 50 m</i>	2.5	
	<i>Juntas abiertas, muy descomprimida</i>	5	Rc / σ_1 Rt / σ_3
ROCA COMPETENTE, PROBLEMAS DE TENSIÓN EN LA ROCA	<i>Baja tensión, cerca de la superficie</i>	2.5	> 200 > 13
	<i>Tensión media</i>	1	10-200 0.66-13
	<i>Alta tensión, roca resistente</i>	0.5-2	10-5 0.33-0.66
	<i>Explosiones en roca masiva de rocas pequeñas</i>	5-10	5-2.5 0.16-0.33
	<i>Explosiones grandes de roca masiva</i>	10-20	< 2.5 < 0.16
ROCA FLUYENTE O PLÁSTICA	<i>Poca presión de fluencia</i>	5-10	
	<i>Presión grande de fluencia</i>	10-20	
ROCA EXPANSIVA	<i>Poca presión de hincharse</i>	5-10	
	<i>Presión grande de hincharse</i>	10-5	

NOTAS:

(1) Rc: Resistencia a compresión simple, Rt: Resistencia a tracción.

(2) σ_3 : Tensión principal mayor del macizo (de compresión).

(3) Considerar SRF un 25-50% si las zonas débiles influyen, pero no intersectan la excavación.

(4) Para campos tensionales anisótropos, reducir 0,8Rc y 0,8Rt para $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$ ó $0.6 Rt$ si $\sigma_1/\sigma_3 > 10$.

(5) SRF=2.5-5 si la cobertera es menor que la anchura del túnel.

Más recientemente, Barton ha publicado la figura 5.2, en donde se muestra de una manera más intuitiva el sostenimiento que es necesario colocar según los valores de Q y de la Dimensión Equivalente. Aparecen nueve zonas en el gráfico, correspondiendo la número 1 a la zona en la que no es necesario, sostenimiento, la número 2 al

sostenimiento más ligero y así sucesivamente hasta la número 9, en la que es necesario el sostenimiento más potente. Hay que señalar que esta última edición proporciona sostenimientos algo diferentes de la edición de 1974.

Por último, existen unas expresiones que ligan el índice Q con el máximo vano sin sostener y con la presión que ejerce la roca sobre el sostenimiento.

<p><u>MÁXIMO VANO SIN SOSTENER</u></p> <p><u>Máx. Vano = 2 · ESR Q⁰⁴</u></p>	<p><u>PRESIÓN SOBRE LA CLAVE</u></p> <p>Con tres o más familias de juntas</p> $P = \frac{2}{Jr \sqrt[3]{Q}}$
<p><u>PRESIÓN SOBRE LOS HASTIALES</u></p> <p>Expresiones iguales a las anteriores, pero modificando el valor de Q con los siguientes criterios:</p> <ul style="list-style-type: none"> - si Q > 10, tomar 5 Q - si 0.1 < Q < 10, tomar 2.5 Q - si Q < 0.1, tomar Q 	<p>Con menos de tres familias de juntas</p> $P = \frac{2 \sqrt{Jn}}{3 Jr \sqrt[3]{Q}}$

TABLA 5.8 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR BARTON ($Q > 40$)

CATEGORIA	Q	RQD /ln	Jr/ka	DIM. EQUIVALENTE	PRESIÓN (Kp/cm ²)	SOSTENIMIENTO	NOTAS
1	1000-400				< 0.01	sb (urg)	-
2	1000-400			sb (urg)			
3	1000-400			sb (urg)			
4	1000-400			sb (urg)			
5	400-100				0.05	sb (urg)	-
6	400-100			sb (urg)			
7	400-100			sb (urg)			
8	400-100			sb (urg)			
9	100-40	> 20			0.25	sb (urg)	-
		< 20				B (urg) 2.5-3 m	
10	100-40	> 30				B (urg) 2-3 m	
		< 30				B (urg) 1.5-2 + clm	
11	100-40	> 30				B (rg) 2-3 m	
		< 30				B (rg) 1.5-2 + clm	
12	100-40	> 30				B (rg) 2-3 m	
		< 30				B (rg) 1.5-2 + clm	

TABLA 5.9 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR BARTON ($4 < Q <$

40)

CATEGORIA	Q	RQD /ln	Jr / Ja	DIM. EQUIVALENTE	PRESIÓN (Kp/cm ²)	SOSTENIMIENTO	NOTAS
13	40-10	> 10	> 1.5		0.5	sb (urg)	1
			< 1.5			B (urg) 1. 5-2 m	
		< 10	> 1.5			B (urg) 1. 5-2	
			< 1.5			B (urg) 1. 5-2+ s 2-3	
14	40-10	> 10		> 1.5	0.5	B (rg) 1. 5-2+ cdm	1,2
		< 10		> 1.5		B (rg) 1. 5-2+ s(mr) 5-10	1,3
				< 1.5		B (urg) 1. 5-2+ cdm	
15	40-10	> 10			0.5	B (rg) 1. 5-2+ cdm	1,2,4
		< 10				B (rg) 5-2+s(mr) 5-10	
16	40-10	> 15			0.5	B (rg) 1. 5-2+ cdm	1,5,6,12
		< 15				B (rg) 5-2+ s(mr) 10-15	1,5,6,12
17	10-4	> 30			1.0	sb (urg)	1
		10-30				B (urg) 1. 1-5	
		< 10		> 6		B (urg) 1-1. 5+ s 2-3	
		< 10		< 6		s 2-3	
18	10-4	> 5		> 10	1.0	B (rg) 1- 1. 5+ cdm	1,3
				< 10		B (urg) 1- 1. 5+ cdm	1
		< 5		> 10		B (rg) 1-1. 5+ s 2-3	1,3
19	10-4			< 10	1.0	B (urg) 1-1. 5+ s 2-3	1
				> 20		B (rg) 1-2+ s (mr) 10-15	1,2,4
20	10-4			< 20	1.0	B (rg) 1-1.5+ s(mr) 5-10	1,2
				> 35		B (rg) 1-2+ s(mr) 10-20	1,5,6
	10-4			< 35	1.0	B (rg) 1-2+ s(mr) 10-20	1,2,4

TABLA 5.10 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR BARTON (0.4 <

Q < 4)

CATEGORIA	Q	RQD / Jn	Jr / Ia	DIM. EQUIVALENTE	PRESIÓN (Kp/cm ²)	SOSTENIMIENTO	NOTAS	
21	4-1	> 12.5	< 0.75			B (urg) 1 + S 2-3	1	
		< 12.5	< 0.75			S 2.5-5		
		< 12.5	> 0.75			B (urg) 1		
22	4-1	10-30	> 1		1.5	B (urg) 1 + cbn		
		> 10	> 1			S 2.5-7.5		
	-	< 30	< 1			B (urg) 1 + s(mr) 2.5-5		
		> 30				B (urg) 1		
23	4-1			> 15		B (rg) 1-1.5 + s(mr) 10-15	1,2,4,7	
				< 15		B (urg) 1-1.5 + s(mr) 5-10	1	
24	4-1			> 30		B (rg) 1-1.5 + s(mr) 15-30	1,5,6,12	
				< 30		B (rg) 1-1.5 + s(mr) 10-15	1,2,4,11	
25	1-0.4	> 10	> 0.5			B (urg) 1 + mr 6 cln	1	
		< 10	> 0.5			B (urg) 1 + s(mr) 5		
		< 10	< 0.5			B (rg) 1 + s(mr) 5		
26	1-0.4					B (rg) 1 + s(mr) 5-7.5	8,10,11	
						B (urg) 1 + r 2.5-5	1,9	
27	1-0.4			> 12	2.25	B (rg) 1 + s(mr) 7.5-10		
				< 12		B (urg) 1 + s(mr) 5-7.5		
				> 12		CCA 20-40 + B(rg) 1		8,10,11
				< 12		s(mr) 10-20 + B(rg) 1		
28	1-0.4			> 30		B (rg) 1 + s(mr) 30-40	1,4,5,9	
				20-30		B (rg) 1 + s(mr) 20-30	1,2,4,9	
				< 20		B (rg) 1 + s(mr) 15-20	1,2,9	
						CCA(rg) 30-100 + B(rg) 1	4,8,10,11	

TABLA 5.11 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR BARTON (0.01 <

Q < 0.4)

CATEGORIA	Q	RQD / Jm	Jr / Ja	DIM. EQUIVALENTE	PRESIÓN (Kp / cm ²)	SOSTENIMIENTO	NOTAS
29	0,4-0,1	> 5	> 0.25			B (ug) 1 + s 2-3	
		< 5	> 0.25			B (ug) 1 + s(mr) 5	
		< 5	< 0.25			B (rg) 1 + s(mr) 5	
30	0,4-0,1	> 5			3.0	B (rg) 1 + s 2.5-5	9
		< 5				s(mr) 5-7.5	9
		-				B (rg) 1 + s(mr) 5-7.5	8,10,11
31	0,4-0,1	> 4			3.0	B (rg) 1 + s(mr) 5-12.5	9
		1.5-4				s(mr) 7.5-25	9
		< 1.5				CCA (r) 20-40 + B(rg) 1	9,11
32	0,4-0,1			> 20		CCA (r) 30-50 + B(rg) 1	8,10,11
				< 20		B (rg) 1 + s(mr) 40-60	2,4,9,11,12
33	0,1-0,01	> 2				B (rg) 1 + s(mr) 2.5-5	9
		< 2				s(mr) 5-10	9
						s(mr) 7.5-15	8,10
34	0,1-0,01	> 2	> 0.25		6.0	B (rg) 1 + s(mr) 5-7.5	9
		< 2	> 0.25			s(mr) 7.5-15	9
		< 2	< 0.25			s(mr) 15-25	9
35	0,1-0,01			> 15		CCA(m) 20-60 + B(rg) 1	8,10,11
				> 15		B (rg) 1 + s(mr) 30-100	2,9,11
				< 15		CCA (r) 60-200 + B(rg) 1	8,10,12,2
				< 15		B (rg) 1 + s(mr) 20-75	9,11,3
				< 15	CCA (r) 40-150 = B (rg) 1	8,10,11,3	

TABLA 5.12 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR BARTON ($Q < 0.01$)

CATEGORIA	Q	RQD/In	Jr / Ja	DIM. EQUIV.	PRESIÓN (Kp/cm ²)	SOSTENIMIENTO	NOTAS
36	0,01-0,001				12.0	s(mr) 10-20	9
						s(mr) 10-20+ B (tg) 0.5-1	8,10,11
37	0,01-0,001				12.0	s(mr) 20-60	9
						s(mr) 20-60+ B (tg) 0.5-1	8,10,11
38	0,01-0,001			> 10	12.0	CCA (sr)100-300	9,13
				> 10		CCA (sr)100-300+ B (tg) 0.5-1	8,10,2,11,13
				< 10		S(mr) 70-200	9,13
				< 10		S(mr) 70-200	8,10,3,11,13

NOTA (para las tablas 5.8 a 5.12): Claves para identificar el sostenimiento:

sb: Bulonado puntual.

B: Bulonado sistemático, espaciado entre bulones en metros.

(utg): Bulones pasivos inyectados.

(tg): Bulones activos inyectados.

S: Hormigón proyectado, espesor en centímetros.

(mr): Con mallazo.

clm: Malla de gallinero

CCA: Anillo de hormigón encofrado, espesor en centímetros.

(sr): Armado con acero.

TABLA 5.13 NOTAS AL SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR BARTON

Nº	NOTA
1	<i>Para casos de explosiones de roca, colocar bulones con placas grandes separadas 1 m o menos. El revestimiento final cuando termine el desconche de la roca</i>
2	<i>A veces se usan distintas longitudes de bulones: 3, 5 y 7 m.</i>
3	<i>Se usan distintas longitudes de bulones: 2, 3 y 4 m.</i>
4	<i>Se usan además anclajes de cables separados cada 4 a 6 m.</i>
5	<i>Se usan a veces diferentes longitudes de bulones: 6, 8 y 10 m.</i>
6	<i>Se usan además anclajes de cables a 4 ó 6 m.</i>
7	<i>A veces se han usado bulones en el techo y malla de gallinero y un arco de hormigón de 25-40 cm como revestimiento</i>
8	<i>Si el terreno es expansivo, dejar una cámara drenada entre el terreno y sostenimiento</i>
9	<i>Sin arcilla expansiva o fluente</i>
10	<i>Con roca fluente. Colocar un revestimiento definitivo pesado</i>
11	<i>En casos de expansividad o fluencia: si $RQD / J_n > 1.5$ emplear $B(tg) + s$, si $RQD / J_n < 1.5$ emplear $s - 1.5 + B(tg)$</i>
12	<i>Excavar en varias fases si la dimensión equivalente es mayor de 15 m.</i>
13	<i>En varias fases si el terreno es fluente, sólo si Dim. equivalente > 10 m.</i>

SOSTENIMIENTOS SEGUN BARTON (1992)

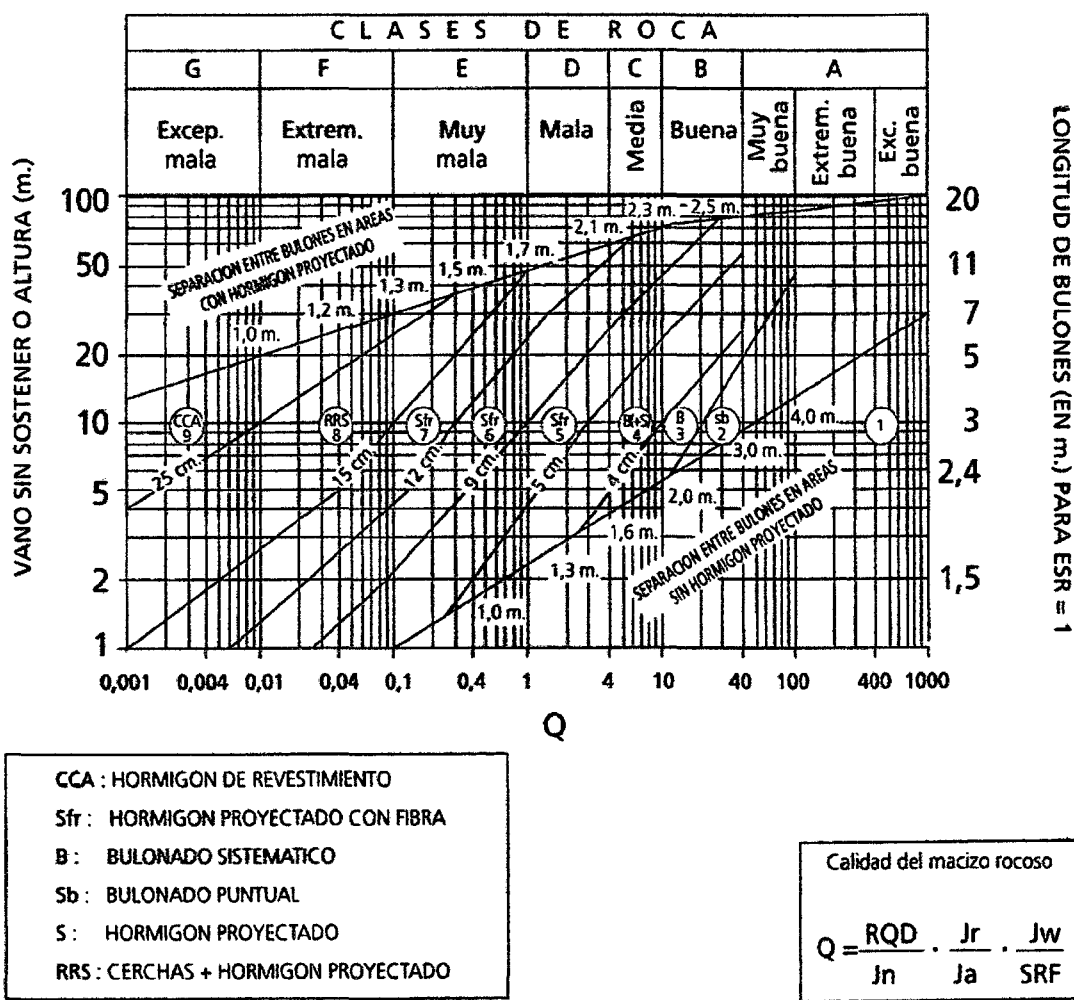


Figura 5.2 sostenimientos según Barton (1992)

5.3.4.4 Según Palmstron (1982)

Palmstron (1982), cuando no se cuenta con testigos diamantinos, se pueden realizar calicatas o trincheras de reconocimiento para estimar el R.Q.D. en base al número de Discontinuidades Visibles en afloramientos superficiales o en excavaciones exploratorias por unidad de volumen (m³), con la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Jv: Es la suma del numero de discontinuidades, por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades, por cada familia de discontinuidades que hay por metro cubico.

$$JV = (\# \text{ discontinuidades})/m^3$$

Por tanto para calcular R.Q.D. estimaremos el índice de una manera práctica, determinando la cantidad de volumen, en calidad de juntas por metro cúbico (m3.)

Por lo tanto se tiene la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3.3Jv$$

Donde:

Jv = Cantidad de discontinuidades por metro cúbico (m3.)

Aplicando la ecuación de de Palmstron (1982) Se realizo el mapeo correspondiente en interior mina, y se determino la cantidad de fisuras en promedio por metro cúbico en número de 20 unidades, de la cual se obtiene:

$$Jv = 20$$

$$RQD = 115 - 3.3 * 20$$

$$RQD = 49\%$$

Del cual se obtiene un índice de calidad mala, y se puede clasificar como roca incompetente, que requiere soporte, y en algunos casos pernos.

5.3.4.5 Según Priest y Hudson (1976)

Para la clasificación RMR Rock Mass Rating (Bieniawski, 1989), el índice de calidad de la roca, Rock Quality Designation (RQD), fue calculado según el espaciamiento medio de las diaclasas, según Priest y Hudson (1976):

Para este cálculo se obtuvo 16 discontinuidades por metro lineal.

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

$$\gamma = \# \text{ de discontinuidades}/(\text{metro lineal})=16$$

$$RQD=100e^{-0.1 \times 16}(0.1 \times 16 + 1)=52 \%$$

5.3.4.6 Clasificación geomecánicas del macizo rocoso RMR- criterio de Bieniawski (1979)

Para definir las condiciones de la masa rocosa de una manera sistemática, hoy en día existen criterios de clasificación geomecánica ampliamente difundidos en todo el mundo, como los desarrollados por Barton y colaboradores (1974), Laubscher (1977), Bieniawski (1979), Hoek y Marinos (2000) y otros.

Por su simplicidad y utilidad, presento aquí los criterios RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989), los mismos que se determinan utilizando los datos de los mapeos geomecánicos efectuados en las paredes de las labores mineras.

Se presenta en el cuadro N°19 Este criterio toma en cuenta seis parámetros:

Para metros del rock mass rating Bieniawski (1989)

1.- La resistencia compresiva (Rc), de la roca intacta, que puede ser determinada con golpes de picota o con otros procedimientos como los ensayos de laboratorio.

2.- El RQD (Rock Quality Designation), que puede ser determinado utilizando los testigos de las perforaciones diamantinas. El RQD es el porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10 cm, de la longitud total del taladro.

$$RQD = \frac{\sum \text{Testigos} \geq 10\text{cm.}}{\text{Longitud del taladro}} \times 100\%$$

3.- EL espaciamiento de las discontinuidades.

4.- La condición de las discontinuidades, referidas en este caso a la persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización.

5.- La presencia de agua.

6.- Orientación de las discontinuidades

Para metros del rock mass rating Bieniawski (1989)

CUADRO N°18

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)							
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES						
RESIST. COMP. UNIAXIAL (M Pa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X	25-50 (4)	<25(2)<5(1)<1 (0)	
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X	25-50 (8)	X <25 (3)	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	X <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)		3-10mm (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert (5)		0.1-1.0mm (4)	X 1-5 mm (1)	> 5 mm (0)
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)		Duro>5mm (2)	X Suave <5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)
	ALTERACIÓN	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	X	Mod.Alterada (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)	Humedo (10)	X	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valores)							
CLASES DE MACIZO ROCOSO							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		

Para cada parámetro se han establecido rangos de valores y para cada rango una valoración. La utilización de este sistema de clasificación. En la masa rocosa en la mina tastatista se ha obtenido los siguientes parámetros:

CUADRO N°19

PARAMETRO RMR. ROCA	VALOR	PUNTAJE
ENCAJONATE		
1. Resistencia compresiva:	50 MPa.	4
2. RQD:	49%	8
3. Espaciamiento de las discontinuidades:	6 – 20 cm.	8
4. Condición de las discontinuidades:		
Persistencia	<1 m	6
Apertura	1-5 mm	1
Relleno	Suave < 5 mm	1
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Alteración (o intemperización)	Moderadamente alterada	3
5. Presencia de agua:	mojado	7
VALOR TOTAL R.M.R.		41

Fuente: Elaboración propia.

$$\mathbf{R.M.R = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)}$$

$$\mathbf{R.M.R = 41.}$$

Las valoraciones respectivas de éstos parámetros se presentan en la cuadro N° 18
 Según las valoraciones efectuadas el RMR = 41, corresponde a una masa rocosa de
Clase III de calidad Regular. Este valor de RMR debe ser corregido tomando en
 cuenta como se presentan las discontinuidades con el avance de la excavación.

- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos perpendicular al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de éstas es empinado a favor del avance, no se requiere ninguna corrección, porque ésta es la condición más favorable para la estabilidad de la excavación. Si el buzamiento fuera menos empinado ($< 45^\circ$), la corrección sería (-2).
- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos perpendicular al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de estas es empinado en contra del avance, la corrección sería (-5). Si el buzamiento fuese menos empinado ($< 45^\circ$), la corrección sería (-10).
- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos paralela al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de éstas es empinado, la corrección sería (-12), porque ésta es la condición más desfavorable para la estabilidad de la excavación. Si el buzamiento fuese menos empinado ($< 45^\circ$), la corrección sería (-5).
- En general, si el sistema principal de discontinuidades se presenta con bajo buzamiento ($< 20^\circ$), la corrección sería (-5).

5.3.4.7 Clasificación de tipo de mineral.

En el yacimiento aurífero tastatasta, el mineral principal pirita, (en pequeñas cantidades arsenopirita, chalcopirita) que pertenecen al grupo de los sulfuros. Con un peso específico (Pe) de:

- ❖ Pirita 4.10 TM/m³.

5.3.4.8 Índice de Calidad de mineral (R.Q.D) mineral.

Por lo tanto se tiene la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde:

J_v = Cantidad de fisuras por metro cúbico (m³.)

Se realizo el mapeo correspondiente en interior mina en las vetas representativas, o de mayor potencia, y se determino la cantidad de fisuras en promedio por metro cúbico en número de 5 unidades, de la cual se obtiene:

$$J_v = 20$$

$$RQD = 115 - 3.3 * 5$$

$$RQD = 98,5\%$$

Del cual se obtiene un índice de calidad de mineral en dureza muy bueno. Y no requiere soporte.

5.3.4.9 El criterio RMR de Bieniawski (1989) para el mineral.

Para metros del rock mass rating Bieniawski (1989)

CUADRO N°20

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)							
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES						
RESIST. COMP. UNIAIXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X	25-50 (4)	<25/2>5(1)<1 (0)	
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X	25-50 (8)	X <25 (3)	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	X	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	X <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)		3-10mm (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert (5)		0.1-1.0mm (4)	X 1-5 mm (1)	> 5 mm (0)
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)
	RELLENO	Limpia (6)	Duro <5mm (4)		Duro>5mm (2)	X Suave <5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)
	ALTERACIÓN	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	X	Mod.Alterada (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)	Humedo (10)	X	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valores)							
CLASES DE MACIZO ROCOSO							
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0		
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		

Para cada parámetro se han establecido rangos de valores y para cada rango una valoración. La utilización de este sistema de clasificación. En la masa rocosa en la mina tastatata se ha obtenido los siguientes parámetros:

CUADRO N°21

PARAMETRO PARA MINERAL	VALOR	PUNTAJE
1. Resistencia compresiva:	101 MPa.	12
2. RQD:	98.5%	20
3. Espaciamiento de las discontinuidades:	20-60 cm.	10
4. Condición de las discontinuidades:		
Persistencia	<1 m	6
Apertura	Cerrada	6
Rugosidad	Liza	1
Relleno	Limpia	6
Alteración (o intemperización)	Moderadamente alterada.	3
5. Presencia de agua:	Húmedo	10
VALOR TOTAL R.M.R.		74

Fuente: Elaboración propia.

$$\text{R.M.R} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

$$\text{R.M.R} = 74.$$

Las valoraciones respectivas de éstos parámetros se presentan en la cuadro N° 20.

Según las valoraciones efectuadas el RMR = 74, corresponde a una masa rocosa conformada por el mineral de Pirita de **Clase II, calidad Buena.**

5.3.5 Análisis numérico para la selección del método de explotación.

Los parámetros que deben ser examinados con mayor profundidad para efectos de evaluación, Revisión o elección de un método de explotación y para el caso de la mina que explota sus sistemas de vetas son:

- ❖ Geometría y distribución de valores
- ❖ Resistencia de la veta y roca encajonate
- ❖ Costos de explotación, productividad, seguridad, recuperación, flexibilidad, etc.
- ❖ Reserva, ley mínima de explotación , rango de dilución, etc
- ❖ Programa de exploraciones, desarrollos y preparaciones
- ❖ Condiciones ambientales y de bienestar
- ❖ Otras consideraciones internas específicas

Los primeros tienen que ser suficientemente definidos mediante perforaciones diamantinas o desarrollos subterráneos.

Desde que cada veta y roca encajonate tiene sus propias características geométricas, de distribución de valores y propiedades mecánicas.

La selección del método de explotación necesariamente se hará por pasos:

En el primer paso, la veta y roca encajonate son discutidas en términos de geometría, distribución de valores y propiedades mecánicas. Usando estos parámetros, los métodos de explotación planteados son valorizados para determinar los mas aplicables y en el segundo paso, uno o más métodos aplicables obtenidos en el primer paso, son evaluados desde puntos de vista como: costo de operación, productividad, seguridad, dilución, flexibilidad, posibilidades de mecanización, recuperación, etc.

5.3.5.1 Datos requeridos para la elección del método de explotación

- ❖ Geológico – minero.
- ❖ Cálculo de reservas de mineral.
- ❖ Programa anual de producción.

CUADRO N° 22

DEFINICIÓN DE GEOMETRIA Y DISTRIBUCIÓN DE VALORES	
FORMA:	
➤	Equidimensional o masivo: Todas las dimensiones son del mismo orden de magnitudes).
➤	Tabular-laminar: (Dos dimensiones son más veces que la potencia 100m)
➤	Irregular: (Dimensiones variables en cortas distancias)
ANCHO O POTENCIA:	
➤	Muy angosto <3m (10')
➤	Angosto 3m – 10m (10' - 30')
➤	Intermedio 10m – 30m (30' - 100')
➤	Ancho 30m – 100m (100' - 325')
➤	Muy ancho >100m (325).
BUZAMIENTO:	
➤	Inclinado <20°
➤	Intermedio 20° - 55°
➤	Parado >55°
VALORES O DISTRIBUCION DE LEYES:	

- **Uniforme:** (en cualquier punto no varían significativamente con respecto al promedio).
- **Gradual o diseminado:** (tienen características zonales y cambian gradualmente).
- **Errático:** (cambian radicalmente en distancias cortas sin parámetros discernibles).

CUADRO N° 23

DEFINICIÓN DE CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA ROCA			
RESISTENCIA DE LA SUSTANCIA ROCOSA:			
➤ Débil	<8		
➤ Moderada	6-15		
➤ Fuerte	>15		
ESPACIAMIENTO DE FRACTURAS:			
Fracturas/m	(pies)	%RQD	
➤ Muy cerrado	>16	<5	
0-20			
➤ Cerrado	10-16	3-5	
20-40			
➤ Ancho	3-10	1-3	
40-70			
➤ Muy ancho	<3	<1	

70-100
CIZALLAMIENTO DE FRACTURAS:
<ul style="list-style-type: none"> ➤ Débil:(resistencia de relleno menor que de la sustancia rocosa) ➤ Moderada:(resistencia del relleno igual que de la sustancia rocosa) ➤ Fuerte:(resistencia del relleno mayor que la sustancia rocosa)

5.3.5.2 Procesos de elección de método de explotación

Nueve métodos de explotación básicos, son considerados en el proceso de selección CUADRO N°24 Boshkov y Wright (1973), Morrison (1976), Laubcher (1977) y Tymshare (1981) tienen presentados esquemas de selección de métodos de explotación. Boshkov y Wright (1973), presentan los métodos de explotación posibles para ciertas combinaciones de potencia, buzamiento y resistencia del mineral. Morrison (1976), clasifica los métodos en tres grupos básicos (Ilustración 03) soporte con pilares rígidos, hundimiento controlado, y hundimiento; usando definiciones generales de potencia del yacimiento, tipo de soporte y esfuerzo de deformación de energía acumulada, como las características determinantes del método de explotación. Laubcher (1977), desarrolla una clasificación mecánica de rocas, de la cual el hundimiento, factibilidad de minado por tajos abiertos o cámaras y pilares ángulos de talud y requerimientos generales de soporte pueden ser determinados. Tymshare (1981), desarrolla un análisis numérico que determina cinco métodos básicos de minado: tajo abierto, hundimiento natural,

hundimiento inducido, autosoportable y soporte artificial; además calcula el tonelaje y el valor para cada método.

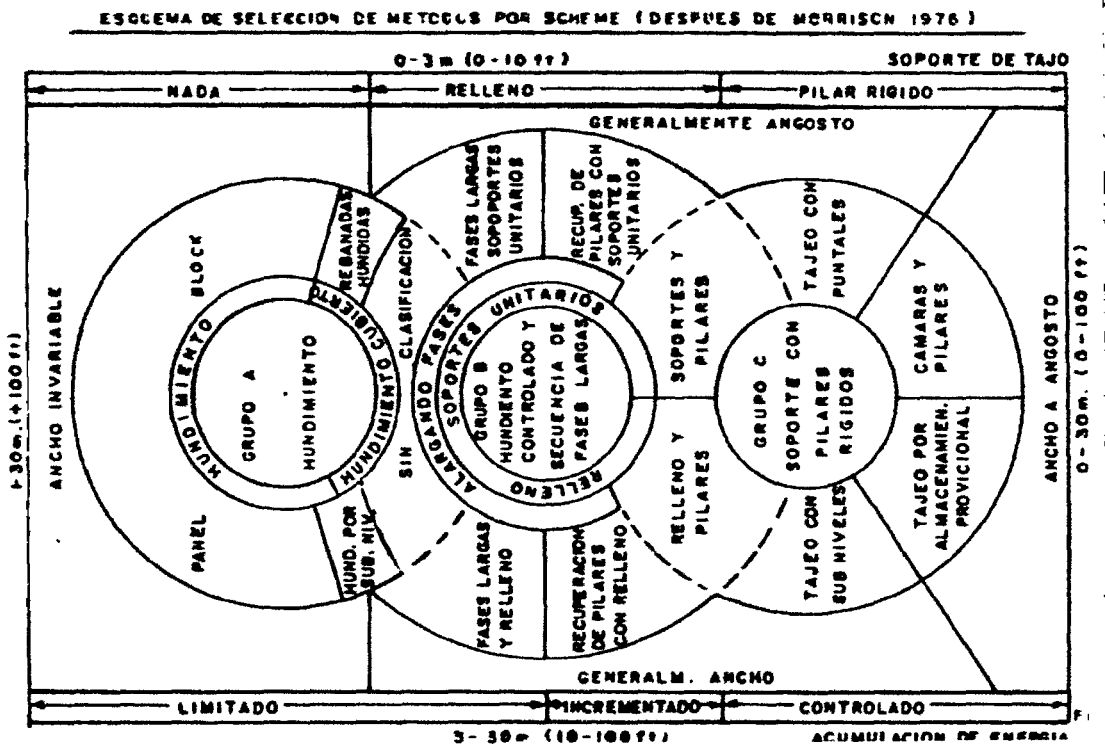


Ilustración N° 03

Nicholas (1981) propone una selección analítica y numérica de explotación, en la que combina porciones de todos los esquemas de métodos antedichos y a la cual considero como las más adecuadas para la determinación del método de explotación en la mina. En este proceso de selección tiene dos fases:

- 1.- Determinar las características del yacimiento como se definió en el cuadro N° 22 y 23.
- 2.- Para cada método de explotación sumarizar los valores de el cuadro N° 26, 27, 28, 29. Y combinar las características definidas en la fase 1.

Cada método de explotación tiene que ser valorizado teniendo en cuenta su adaptabilidad a la geometría, distribución de leyes o valores cuadro N°26 y características geomecánicas de la veta (cuadro 27), caja techo (cuadro N° 28), y caja piso (cuadro N° 29).

El rango de aplicabilidad y características del método se citan en la cuadro N° 25.

El siguiente paso es elaborar el cálculo numérico con de acuerdo a las características que expone la veta principal de la mina tastatasta.

Los cuadros N° 30 y 31 muestra el resultado de la valorización por métodos de explotación, de la veta principal. Así mismo, el rango de la aplicabilidad; cristalizándose de esta manera el primer paso de la elección.

La exposición de los resultados en los cuadros N° 30 y 31, Constituye el segundo paso para la determinación de la elección del método de explotación.

CUADRO N° 24

N°	Métodos de explotación
1	Cielo abierto
2	Hundimiento por bloques
3	Hundimiento por subniveles
4	Minado por subniveles
5	Cámaras y pilares
6	Tajeos largos
7	Almacenamiento provisional
8	Corte y relleno
9	Minado con cuadros de madera

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N° 25

VALORES DE RANGO DE APLICABILIDAD DEL MÉTODO Y CARACTERÍSTICAS.		
RANGO	VALOR	CARACTERÍSTICAS
Preferente implicancias	3-4	Método aplicable sin mayor
Probable implicancias	1-2	Método aplicable con ciertas
Improbable descartado	0	Método no aplicable pero no
Eliminado	-49	Método no aplicable y descartado.

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N° 26

VALORIZACION DE GEOMETRIA Y DISTRIBUCION DE VALORES PARA EL METODO DE EXPLOTACION														
Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del VETA					BUZAMIENTO			Distribución de leyes		
	EQU	TAB	IRR	M/A	ANG	INT	GRU	M/G	INC	INT	PAR	UNF	GRA	ERR
Cielo abierto	3	2	3	-49	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por bloques	4	2	0	-49	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Minado por subniveles	2	2	1	0	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Cámaras y pilares	0	4	2	0	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Tajeos largos	-49	4	-49	2	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Almacenamiento provisional	2	4	1	1	2	4	3	3	0	2	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	3	4	4	4	0	0	0	3	4	4	3	2
Minado con cuadros de madera	0	2	4	2	4	4	1	1	2	3	3	4	3	2

EQU: Equi-dimencional; TAB: Tabular; IRR:Irregular; M/A:Muy angosto; ANG: Angosto; INT: Intermedio; GRU:Ancho; M/G:Muy ancho;

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N° 27

VALORIZACIÓN DE CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA VETA

Métodos de explotación	Resistencia del mineral			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	1	1	4	4	3	0	3	3	0
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Minado por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Tajeos largos	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Almacenamiento provisional	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	3	2	3	3	2	2	3	3	2
Minado con cuadros de madera	4	2	1	4	4	2	1	4	3	2
<p align="center">DEB: Débil; MOD: Moderado; FRT: Fuerte; M/C: Muy cerrado; CER: Cerrado; GRU: Ancho; M/G: Muy grande</p>										

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N° 28

VALORIZACIÓN DE CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA CAJA

TECHO

Métodos de explotación	Resistencia de la caja			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Minado por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Tajaos largos	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Almacenamiento provisional	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	0	4	3	2
Minado con cuadros de madera	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N° 29

VALORIZACIÓN DE CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA CAJA

PISO

Métodos de explotación	Resistencia de la caja			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Minado por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Tajaos largos	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Almacenamiento provisional	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Minado con cuadros de madera	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Elaboración propia

Cuadro N° 30

VALORIZACIÓN TOTAL DE CARACTERÍSTICAS POR METODOS DE EXPLOTACIÓN

Métodos de explotación	GEOMETRIA Y DISTRIBUCION DE VALORES					CARACTERISTICAS MECANICAS													SUB. TOTA L	TOTA L
						VETA				CAJA TECHO				CAJA PISO						
	FO R	PO T	BU Z	D/ V	TOTA L	RE S	ES P	CI Z	TOTA L	RE S	ES P	CI Z	TOTA L	RE S	ES P	CI Z	TOTA L			
Cielo abierto	2	-49	3	3	-41	4	2	2	8	3	2	2	7	3	2	2	7	22	-19	
Hundimiento por bloques	0	-49	4	0	-45	1	4	0	5	2	3	2	7	2	1	2	5	17	-28	
Hundimiento por subniveles	1	-49	4	0	-44	3	2	2	7	2	3	2	7	0	1	0	1	15	-29	
Minado por subniveles	1	0	4	1	6	-49	0	2	-47	3	0	2	5	2	0	1	3	-39	-33	
Cámaras y pilares	2	0	0	3	5	0	1	2	3	3	1	2	6	2	1	0	3	12	17	
Tajeos largos	-49	2	-49	3	-93	1	4	3	8	2	3	2	7	2	1	3	6	21	-72	
Almacenamiento provisional	1	1	4	1	7	3	1	2	6	2	3	2	7	3	2	2	7	20	27	
Corte y relleno	3	4	4	2	13	3	3	3	9	3	3	3	9	4	4	4	12	30	43	
Minado con cuadros de madera	4	2	3	2	11	2	4	3	9	2	3	3	8	4	4	4	12	29	40	

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N°31
RESULTADOS DE LA VALORIZACIÓN POR MÉTODOS DE
EXPLOTACIÓN

RANGO DE APLICABILIDAD	PUNTJE	METODO DE EXPLOTACIÓN
PREFERENTE	43	CORTE Y RELLENO
PROBABLE	40	MINADO CON CUADRADOS DE MADERA
IMPROBABLE	27	ALMACENAMIENTO PROVISIONAL

Fuente: Elaboración propia

Conclusión.

El análisis numérico para la elección del método de explotación en la mina tastatasta determina como método de explotación con la calificación de **preferente** con 43 puntos el método de **corte y relleno selectivo**.

5.4 Evaluación del Método de minado en el Proyecto

La metodología de explotación en el yacimiento minero tastatasta se desarrollará con la nueva implantación de explotación que consiste en el método de corte y relleno selectivo ascendente.

5.4.1 Corte y Relleno (Cut And Fill)

5.4.1.1 PRINCIPIOS GENERALES

Es un método ascendente en que 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 o veta, y en algunos casos especiales el techo.

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 mala (roca incompetente).

- **Potencia moderada.**
- **Límites regulares del yacimiento.**

El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del caserón. También el material de relleno puede ser de relaves (desechos de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura; debe ser lo más barato posible.

5.4.1.2 CARACTERISTICAS GENERALES

· **Posibilidades de aplicación:** Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se

trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.5 – 3 m) es posible controlar mediante apernado o acuñadura cualquier indicio de derrumbe.

· **Seguridad:** Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.

· **Recuperación:** En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.

· **Dilución de la ley:** Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

· **Rendimientos:** Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios. En caserones sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4-8 ton/hombre, según el ancho del caserón. En caserones mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con caserones mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

5.4.1.3 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO CUT AND FILL.

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.

Desventajas

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

RESUMEN DEL MÉTODO

CUADRO N° 32

Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	>3m
Buzamiento	>30°	>60°1
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
Aspectos Geomecánicas	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>30 MPa	>50 MPa
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa
Fracturación (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturación (Mena)	Media-Baja	Baja
Campo Tensional In-situ (Profundidad)	Cualquiera	<1000 m
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico
Aspectos Económicos	Aceptable	Optimo
Valor Unitario de la Mena	Media-Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media-Baja	NA

Fuente: Métodos de explotación-universidad de chile-metalogenesis.

5.4.2 MINADO CON CUADROS DE MADERA SQUARE SET

Consiste en dos maderas verticales y dos horizontales generalmente ubicadas en ángulorecto. Las maderas horizontales se llaman sombreros y las verticales se llaman postes.

5.4.2.1 METODO DE EXPLOTACION

La roca fracturada se arrastra por medio de winches eléctricos o neumáticos de 5 -20
Pasta los buzones, en algunos casos se pueden usar pequeños equipos cargadores. Los
tajeos por "square set" requieren de un posterior relleno hidráulico, hidroneumático
odetrítico ya que los cuadros no soportan demasiado peso. Los tajeos generalmente son
rellenados con desmonte o relleno hidráulico El soporte de madera en mina constituye
como el más fundamental método para sostener rocas de cualquier modo los diseños de
armazón han tenido siempre éxito en el trabajo de mina, constituye una gran ayuda y
auxilio.

5.4.2.2 CONDICIONES DE APLICACIÓN.

1. Recuperación de pilares de alta ley.
2. Explotación de cuerpos mineralizados en terrenos incompetentes, estrechos e irregulares.
3. Explotación de cuerpos mineralizados de alta ley.
4. Explotación de grandes cuerpos mineralizados en donde se hace necesario un soporte inmediato.
5. El equipo definirá el ancho mínimo de minado.

5.4.2.3 VENTAJAS DEL METODO

1. Gran recuperación, las pérdidas ascienden solamente de 3 a 5ución del mineral mínimo.
2. Pueden clasificarse durante la explotación los minerales.
3. La ganga puede dejarse como relleno o sostenimiento.

4. Puede arrancarse el mineral incluso cuando la roca de caja es irregular o la veta es propensa a desmoronarse.
5. Las ramificaciones de la mineralización en las cajas se explotan sin problemas.
6. Desde las zonas de explotación pueden trazarse con facilidad galerías de exploración y efectuarse sondeos.

5.4.2.4 DESVENTAJAS DEL METODO.

1. Costos de extracción muy elevados.
2. Baja productividad.
3. Gran consumo de materiales, madera.
4. Dificultades en el transporte motivadas por el gran consumo de materiales.
5. Peligro de incendios.

5.4.2.5 TRABAJOS PREPARATORIOS.

1. Galería de transporte, preferentemente en la caja piso.
2. Galerías del nivel inferior en veta.
3. Chimeneas de bloqueo, a distancias de 30 a 40 m.
4. Chimeneas en desmonte preferentemente en caja piso, para ore pass y fill pass.
5. Chimeneas de servicios para camino, ingreso de servicios. Armado del Square Set Avance con Cuadros de Madera.

5.5 RELLENO EN MINADO POR CUADROS DE MADERA.

5.5.1 MINADO POR PUNTALES.

- Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera.
- Es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados)

En conclusión:

- la toma de decisiones, la elección de los métodos de explotación subterránea se da a un estudio minucioso.
- Para la elección del minado por cuadros de madera, como condicionantes es porque el mineral o las cajas que contienen al mineral son inestables por lo cual no pueden soportar las cargas supra yacentes, en tal sentido requerirá un sostenimiento con cuadros de madera.
- El yacimiento debe poseer leyes altas.

5.5.2 PROGRAMAS DE PRODUCCIÓN

A partir de los tonelajes y leyes calculadas para diferentes tasas de producción de acuerdo al número de frentes de tajeo o exploración sea por semana, mensualmente o anual en función al tipo de planteamiento que se realiza. Estos programas de producción se hará en función al tiempo disponible de operación tanto en mina como en la planta (días trabajados), y están afectados por los factores que influyen para realizarlos.

(<http://es.scribd.com/doc/155173984/Sostenimiento-x-Cuadros-de-Madera>)

CAPITULO VI

CRITERIOS GENERALES PARA LA SELECCIÓN E IMPLEMENTACIÓN DE EQUIPOS

6.1 Estudios de las características del yacimiento

Las propiedades más importantes que deben conocerse en el yacimiento para elegir el método o sistema de explotación adecuado.

La forma del yacimiento o cuerpo mineralizado: potencia de veta que varía desde 0.30-1.700 (metros), Profundidad respecto de la superficie.

Dimensiones del yacimiento en exploración suman 568m de construcción de túneles, distribuidos en 204m de cortadas, 151m de galerías, 71m de chimeneas y 142m de labores auxiliares, como subniveles, accesos entre otros

naturaleza mineralógica de los componentes de la mena, muestran una veta con anchos de 0.30 a 1.70m, rellena por pirita aurífera hexaédrica gruesa y fina en forma de lentes y venillas, acompañada de cuarzo, calcita, marcasita, etc., circundada hasta 2m de ancho con halos de alteración cuarzo adularia; la roca de caja es una arenisca negra poco compacta. Características mecánicas de la roca encajonante son semi duras en parte suaves esto implica que la geomecánicas de acuerdo a martillo de smith es de 20 Mpa. En promedio.

6.2 Parámetros para dimensionar los equipos

6.2.1 Parámetros de análisis técnicos

- **Maquinas perforadas**

CUADRO N°33

MARCA PERFORADORA	TIPO	MODELO	PRESIÓN AIRE(PSI)	PRESIÓN AGUA(PSI)	CAUDAL AIRE(CFM)	VIDA UTIL(PIES)
TOYO	JACK-LEG	280L	65	50	115	100000
TOYO	ESTOPPER	280L	65	50	115	100000
SECO	JACK-LEG	RMS-83	72	58	130	100000
ATLAS	JACK-LEG	BBC-16w	72	58	130	100000

Fuente: Atlas Copco, Seco, Toyo

- **Equipos de Carguío y limpieza**

Limpieza

Winches (Slusher)

CUADRO N°34

Motor	Modelo	Potencia (HP)	Peso Lbs.	Tracción de Cable tamaño Lbs.	Velocidad Pies / minuto
Eléctrico	S-211	7.5 ó 10	275	1100	46
Neumático	S-211	7.5 ó 10	275	1100	46
Eléctrico	A2F-211	20, 25 ó 30	1981	1740 a 4950	175 a 295

fuentes://www.imim.com.pe/winches.html

- **Carguío**

Pala Neumática

CUADRO N° 35

PALA NEUMATICA. PALA IMIM P-36	
Capacidad de Carga de Cucharón:	0.15 m3
Potencia de Motores Neumáticos:	
Motor de Marcha:	6 HP
Motor de Cuchara:	5.5 HP
Rango de Presión de Aire:	60-125 PSI
Consumo de Aire Máximo:	250 cfm

fuelle://www.imim.com.pe/palas_neumaticas.html

- Equipos de Transporte.

Locomotoras

CUADRO N° 36

ESPECIFICACIONES TECNICAS DE LCOOMOTORA A BATERIA	
LB-2	
Peso:	2 Ton
Potencia HP /Motor:	7 HP
Voltaje VDC:	48 VCD
Transmisión:	02 Cajas
Freno:	Mecánico con Volante / Palanca
Carro minero	Z-20

Fuente://www.imim.com.pe/locomotora_bateria.html

- Equipos de servicios auxiliares

Compresoras.

CUADRO N° 37

Especificaciones:	
Año	2009
Compresora de aire portátil	CP-375
Fabricante	ATLAS COPCO
Modelo	XAS 186 JD T2
Precio	22,000 U.S Dólares
Número de Serie	4500B13136R015672
Condición	USED
Capacidad (in)	375 CFM
Horas	1000 Hrs.
Caballos de Fuerza	200
Presión Nominal	123 PSI

Fuente: Atlas Copco

6.2.2 Parámetros de producción

Los principales parámetros y/o factores que influyen en la producción del mineral en el planteamiento de corto o mediano plazo son:

- El tamaño y número de equipos
- La disponibilidad y utilización de los equipos a empelarse.
- La producción por guardia.
- La capacidad instalada de la planta.
- El % de recuperación metalúrgica.
- El tipo de mineral que se manda a la planta de beneficio (el mineral se manda a Nazca momentáneamente)
- Las rutas y distancias de acarreo y transporte de interior mina.

6.2.3 Parámetros de diseño

Una vez definido el tipo de equipo, es necesario determinar el tamaño de tal manera que satisfaga los requerimientos de acuerdo a los parámetros de producción para calcular la capacidad principalmente se calculan para el movimiento de material roto para ello describiremos los siguientes:

➤ Cálculo del equipo de Rastrillaje

A) Capacidad de carga o rastrillaje

$$QC = \frac{CR \times TR \times V \times J \times P \times Ex \times ExF}{DER}$$

QC: Capacidad de carga (lbs. /g día)

CR : Capacidad de rastrillo (pies³)

TR : Tiempo total rastrillaje (Hrs/g día)

VJ	: Velocidad de jalado	(pies/hora)
E	: Eficiencia total	(45-75%)
F	: Factor llenado Scraper	
DER	: Distancia equivalente	(Pies)

B) Tracción del cable

$$FT = u(PR + PM) \quad u = u1 + u2$$

FT	: Fuerza tracción en el cable	
U	: Coeficiencia de fricción	
PR	: Peso de rastrillo	(lbs.)
PM	: Peso del mineral	(lbs.)
U1	: Coeficiencia en función de la naturaleza del piso.	
U2	: Coeficiencia en función a la gradiente del piso.	

6.3 Disponibilidad tecnológica

El personal de mantenimiento y operaciones realiza su trabajo más eficiente innovando en la línea de equipos para lograr eficiencia cuando hay uniformidad en métodos y especificaciones de los equipos.

La selección de los equipos estará sujeto a los requerimientos en mina para buscar un rendimiento mejor optimizando los costos de producción, la empresa está a la vanguardia de los aportes tecnológicos buscando la mayor rentabilidad en la

explotación, exploración. Sin embargo, es recomendable a veces tener dos marcas de equipos para incentivar la competencia y evitar depender de un solo fabricante.

6.4 Determinación del tamaño de los equipos

Para determinar el tamaño de los equipos se cuenta con la relación de los siguientes equipos:

6.4.1 Análisis de los costos de propiedades y operación

6.4.1.1 Máquina perforadora

- a. Máquina perforadora Jack Leg

6.4.1.2 Equipo de acarreo y transporte

- b. Cálculo de costo de propiedad y operación (WINCHE NEUMÁTICO).
- c. Cálculo de costo de propiedad y operación (LOCOMOTORA A BATERÍA DE 2 TON)
- d. Cálculo de costo de propiedad y operación (CARROS MINEROS SOBRE NEUMÁTICOS).
- e. Pala neumática.

6.4.2 Análisis de decisiones para la implementación en el frente convencional.

6.4.2.1 Cálculo de número de taladros

Datos:

Sección : 2.5*2.10m².

Tipo de Roca : Semidura

Densidad de roca : 2.5 TM/m³

Se tiene la siguiente relación:

$$\text{Nro. T} = \text{P/C} + \text{K*S}$$

$$P = 4\sqrt{S}$$

$$S = b \cdot h$$

Dónde:

Nro. T : Numero de taladros

P : Perímetro de la sección

S : La sección del frente en desarrollo

Ks, C : Constantes referenciales.

CUADRO N° 38

TIPO DE ROCA	C	K
Blanda	0.7 - 0.75	1.0
Semidura	0.6 - 0.65	1.5
Dura	0.5 - 0.55	2.0

Por lo tanto:

$$P = 4 \sqrt{2.50\text{m} \cdot 2.10\text{m}} = 9.16\text{m}$$

$$\text{Nro. T} = \frac{9.16}{0.6} + 1.5 \times 5.25 = 23 \text{ tal.}$$

$$1 \text{ m} = 3.28084 \text{ pies}$$

$$1 \text{ Pie} = 0.3048 \text{ m}$$

6.4.2.2 Parámetros de Perforación

- ❖ De labor h*b : 2.50*2.10m.
- ❖ Longitud del taladro : 5' = 1.52m
- ❖ Numero de taladros : 23 tal./turno
- ❖ Numero de turnos : 2 tur./día
- ❖ Eficiencia de perforación : 90 %
- ❖ Eficiencia de voladura : 90%
- ❖ Tiempo de perforación por taladro : 5 min/Tal.

6.4.2.3 Cálculos Obtenidos

- ✓ Numero de taladros = 23 tal./turno
- ✓ Longitud real del taladro = $5 * 0.3048 * 1$ = 1.52m /tal.
- ✓ Avance real por taladro: = $5 * 0.3048 * 0.9$ = 1.23 m /tal.
- ✓ Horas netas/tal. = 5 min/tal. * 1hr/60min. = 0.083 hr/tal.
- ✓ Horas totales de perforación = 1.90 hrs.

6.4.3 Análisis de decisiones para la implementación en tajo

6.4.3.1 Equipo de perforación

- a. Perforadora Jack Leg Altas Copco-BBC-16w Puma

Parámetros de Perforación

- ❖ De labor h*b : 0.80*1.50m.
- ❖ Longitud del taladro : 5' = 1.52m
- ❖ Numero de taladros : 9 tal./turno
- ❖ Numero de turnos : 2 tur./día
- ❖ Eficiencia de perforación : 90 %
- ❖ Eficiencia de voladura : 90%

❖ Tiempo de perforación por taladro : 5 min/Tal.

$$\text{Nro. } T = P/C + K*S$$

$$P = 4\sqrt{0.8*1.5} = 4.38\text{m}$$

$$S = 0.8*1.5 = 1.2\text{m}^2$$

$$\text{Nro. } T = \frac{4.6}{0.6} + 1.5*1.2 = 9 \text{ tal.}$$

Equipos de Acarreo y transporte en tajo

- b. Costo de producción horaria estimada del Winche Neumático
- c. Costo de producción horaria estimada para carros mineros sobre neumáticos.

6.4.4 Equipos de servicios auxiliares.

6.4.4.1 Compresora 375 CFM atlas Copco

a. Rendimiento Efectivo de la Compresora

Eficiencia de rendimiento de la compresora de acuerdo a la ubicación de la mina

Datos:

- ✓ Capacidad Nominal : 375 CFM 177 L/s
- ✓ Presión normal de trabajo : 123 PSI = 8.5 Bares
- ✓ Presión Atmosférica a.n.m : 100 PSI = 7 Bares
- ✓ Altura donde se ubica la mina : 3800 m.s.n.m.
- ✓ Temperatura ambiente en mina : 20°C promedio

b. Calculo de Factor de Corrección por Altura Para la Compresora.

$$FC = \frac{P1(P + P2)}{P2(P + P1)} \dots\dots\dots(1)$$

$$P1 = anti - \log \left[\log P2 - \frac{H}{122.4(^{\circ}F + 461)} \right] \dots\dots\dots(2)$$

Dónde:

FC = Factor de Corrección por Altura

P1 = Presión atmosférica a la altura deseada

P2 = Presión atmosférica a nivel del mar

P = Presión manométrica del aire entregado

Para lo cual remplazamos datos en la ecuación. 2:

$$H = 3800 \text{ m.s.n.m.}$$

$$H = 1158.54 \text{ pies s.n.m.}$$

$$^{\circ}F = \frac{9}{5}(T^{\circ}C + 32)$$

$$^{\circ}F = \frac{9}{5}(20 + 32)$$

$$^{\circ}F = 93.60$$

c. Determinando la presión atmosférica a la altura "H"

$$P1 = anti - \log \left[\log 100 - \frac{1158.54}{122.4(93.60 + 461)} \right]$$

P1=96.15 PSI.

d. Determinar el Factor de Corrección por Altura

$$FC = \frac{P1(P + P2)}{P2(P + P1)} \dots\dots\dots(1)$$

Remplazando datos en la ecu. 1

$$FC = \frac{96.15(123 + 100)}{100(123 + 96.15)}$$

FC=0.9784

El cual nos indica que a una altura de 3800 m.s.n.m. y en las condiciones dadas, se produce el 97.84 % de la capacidad total de la compresora, por tanto la eficiencia de rendimiento de la maquina compresora será de 97.84%.

e. Determinar la Disponibilidad de Aire Libre (Suministrada al equipo de perforación Jack Leg.)

- Producción de aire libre por la compresora

= Volumen de aire libre suministrado por la comp.*FC

= 375 CFM*0.9784= 366.9CFM.

6.4.4.2 Calculo de costo de propiedad y operación (COMPRESORA 375 CFM

a. ATLAS COPCO)

Va= Valor de adquisición en US\$ =22,420

Ve= Vida económica en hrs =2400hrs.

N= Vida económica en años =7 años

Vr= Valor de rescate =10%

M = Mantenimiento y Repuestos =50% Va

b. DEPRECIACIÓN EQUIPO

$$D = \frac{\text{Valor adquisición} - \text{Valor de rescate}}{\text{Vida económica en hrs}}$$

La depreciación de la compresora asciende a 1.18 \$/hr. Según anexo N°04. “costo horario de equipos”

c. MANTENIMIENTO Y REPUESTOS

$$M = \frac{50 \% Va}{\text{Vida económica en hrs.}}$$

Este costo de mantenimiento de repuestos es como se expresa en la formula teniendo un valor según el anexo N° 04 “costo horario de equipos” de 0,67\$/hr.

d. COSTO DE COMBUSTIBLE

El costo de combustible se define como el costo por galón multiplicado por la cantidad de consumo por hora de la cual se puede apreciar en el anexo N° 04 “costo horario de equipos”, 24 \$/hr.

Costo total de operación de la compresora viene con la sumatoria de costo de depreciación, intereses, seguros, mantenimiento y reparación, combustible, lubricantes, filtros, grasa, llantas que haciendes a 32,58 \$/hr.

6.4.4.3 Ventilador 10000 CFM.-AIRTEC.

Los costos de operación de ventilador según anexo N° 04 ascienden a 0.42 \$/hr.

6.5. Selección de equipos Requeridos

6.5.1. Labores de exploración y desarrollo horizontales

6.5.1.1. Factores de operación

Los factores de operación en el desarrollo de labores horizontales y/o de exploración ascienden a 441,02 US\$/M-L para mayor detalle observe el Anexo N° 10.

Los análisis de precios unitarios para una chimenea simple 1,5 x 1,5 hasta 25 m. de exploración se proyecta el 330,65 US\$/M-L ver Anexo N° 11.

6.5.1.2. Rendimientos y costos estimados

En Los trabajos de desarrollo horizontal y/o exploración a desarrollarse en el proyecto coriloma se tienen los costos y rendimientos de los Equipos que se indican, las palas neumáticas tiene el rendimiento de 3.28 m³/hr. Trabajando 3.40 hrs. Por frente en el proceso de carguío, ver Anexo N° 08.

La locomotora tiene un rendimiento de 38,73 m³/hrs. A una distancia de 250 m en labores horizontales, la locomotora a menor distancia de 250 m el rendimiento horario será mayor, a distancias mayores a 250 m el rendimiento es menor y los costos operativos son mayores, a 1000 m de distancia el rendimiento de la locomotora es de 21.63 m³/hrs. ver en el Anexo N° 07.

Los rendimientos de la máquina perforadora son de 22.86m/hr. Que se muestra en el anexo N° 03, llegando a perforar el 90 % de su capacidad en taladros de 5 pies teniendo un avance de 1.37 M.

CUADRO N° 39

Equipos	Rendimiento	Distancia	Labor	Anexos
Pala neumática	3.28 m ³ /hr.	10 m	Galerías	Anexo N° 08
Locomotora	38,73 m ³ /hr.	250 m	Galerías	Anexo N° 07
Locomotora	21.63 m ³ /hr.	1000 m	Galerías	Anexo N° 07
Perforadora	22.86 m/hr.		Galería	Anexo N° 18
Winches	3.32 m ³ /hr.	25	Tajos	Anexo N° 09

6.5.2. Labores de explotación

6.5.2.1. Factores de operación

Los factores de operación en tajos de explotación son en base a equipos seleccionados como:

En los análisis de precios unitarios minado con cuadrados de madera (caso 1) incluyendo el sostenimiento con madera se tiene los factores de operación 99.94 \$/TM. Estos factores se puede observar en el Anexo N° 12.

Para el segundo caso los análisis de precios unitarios tajeos corte y relleno ascendente selectivo se tiene un factor de operación de 114,35 US\$/TM. A mayor detalle se aprecia en el anexo N° 13.

6.5.2.2. Rendimientos y costos estimados.

Producción horaria en m³ en tajos de hasta 25 m de largo con los winches neumáticos es de 3.32 m³/hr. Llegando a arrastra el mineral disparado de 2.06 m³ en un tiempo de 0.62hrs. A un costo de 5.31 US\$/hr. Incluyendo mano de obra. Anexo N° 09, y anexo N° 04 respectivamente.

6.6. Descripción de equipos designados

Los equipos que se utilizaran son equipos convencionales que y las características de cada equipo: ventilador, winche neumático, pala neumática, compresora, perforadora Jakleg, stoper, instrumentos topográficos, se puede visualizar en el anexo N° 04, Anexo N° 03.

6.6.1. Equipos de perforación

Las maquinas de perforación serán manuales ya que la explotación se hace en forma convencional, La perforación es efectuado por percusión y rotación con efectos de golpe, corte y giro, funcionan a aire comprimido; a continuación se detallan las especificaciones técnicas.

Tipos de Perforadoras

Se utilizan las siguientes las siguientes máquinas perforadoras:

- JACK-LEG.- estas perforadoras serán utilizadas en frentes de desarrollo, preparación, y explotación por su versatilidad.

- **STOOPER.-** serán utilizados en chimeneas con inclinaciones mayores a 60 y verticales; algunas veces se utilizan en tajos para subir de piso. Existen diferentes marcas de perforadoras como son: toyo, seco, atlas, etc.
- Perforadoras toyo, por ser muy versátiles en la perforación de frentes, tajos y chimeneas.
- Perforadoras seco, es recomendable utilizar en labores de avance por su fuerza y es recomendable utilizar para rocas duras por su mayor capacidad de rotopercusión.
- Son maquinas pequeñas, avanzan con empujadores neumáticos, generalmente se usan en cortadas y/o galerías, pueden ser de percusión y de rotación con aire comprimido con un diámetro de taladro de 1 1/2" a 2" con una longitud de barreno de 3',4',5',7' integrales, o de broca cambiabile u extensibles, su velocidad de perforación varía en función del tipo de roca, al igual que el desgaste del barreno.

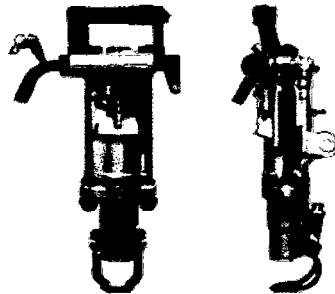


Ilustración 5, PERFORADORA JACK LEG ALTAS COOPCO-

6.6.2. Equipos de Carguío y limpieza

❖ Limpieza

Se usaran winches de 2 tamboras, con motor a energía eléctrica que varían de 7 a 30 Hp. De potencia, son equipos muy importantes en la minería convencional.

El uso de winches de dos tamboras, uno para los arrastres del mineral y la otra para regresar el rastrillo al frente donde se encuentra la pila del mineral, se utilizará para los tajos.

La marca posible que se utilizara es “joy” con motores eléctrico DELCROSA; las partes principales son:

- Motor
- Base
- Tamboras
- Embrague
- Engranaje y chumaceras
- Guía de cable
- Palanca de embrague
- Frenos
- Soporte de polines

Los winches son accionados con un motor de inducción de corriente alterna trifásica de tres líneas de 440 voltios.

El WINCHE (SLUSHER) PSI MODELO A2F-211; tiene una capacidad de enrollamiento de 125 pies (160 mts.) con cable de 1/2” o 350 pies (107 mts.) con cable de 7/8. Este winche puede trabajar con una rastra de 46”.

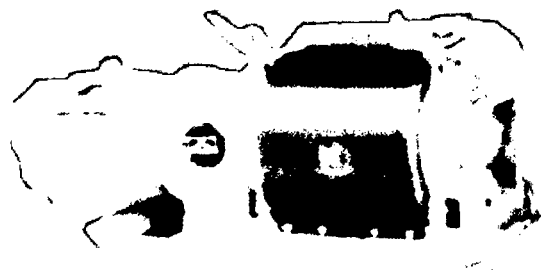


Ilustración 6. WINCHE (SLUSHER) PSI MODELO A2F-211

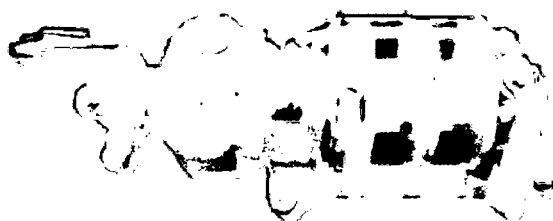


Ilustración 7, WINCHE (SLUSHER) PSI MODELO S-211

❖ **carguío**

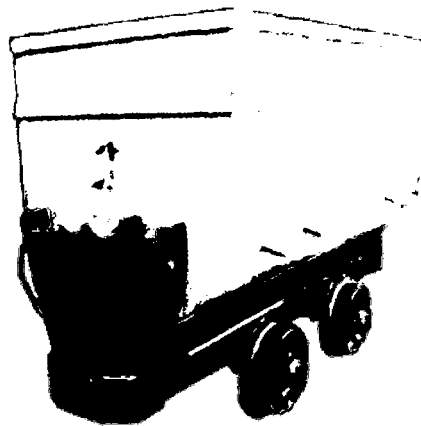
El carguío se desarrollara mediante chimeneas en donde el winche jalara el mineral a la chimenea y se cargara en los carritos mineros mediante chutes que estarán contruidos de madera, una vez cargado estos carritos, el mineral será transportado hacia el exterior mina.

6.6.3. Equipos de Transporte.

❖ Transporte.

En la actualidad se ha implementado con carritos mineros, sobre neumáticos dejando el transporte con carretilla,

De acuerdo al planeamiento de mediano plazo se implementará con locomotoras que jalaran hasta 7 carros mineros.



Carros Mineros

Ilustración 8, CARRO MINERO GRAMBY

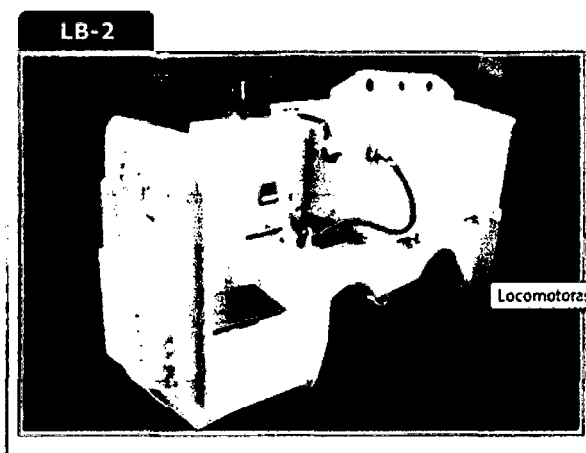


Ilustración 9, LOCOMOTORA LB-2

6.6.4. Equipos de servicios auxiliares

➤ **Compresoras.**

En la actualidad la empresa cuenta con una compresora de 375 cfm y se va a comprar otra de 375 cfm. Par cubrir la demanda de consumo de aire:

Dicha compresora suministra aire comprimido al interior de la mina por una red de tuberías de diámetros siguientes. Se iniciara con una tubería de polietileno de 3 pulg. De diámetro y finalmente a la manguera de 1 pulg. De diámetro que será también de polietileno de esta forma llega a la maquina o frente de trabajo.



Ilustración 10, ATLAS COPCO XAS750CD6

CUADRO N°40

N°	Equipo	SUMINISTRO CFM Unidad	Factor de corrección	TOTAL CFM
1	2 compresoras Atlas Coopco	375	0.9784	733.8
2	1 Pala neumática	250 CFM		250
3	2 Perforadora Jack Leg Toyo	115 CFM		230

Calculo de CFM= (1)- (2)- (3)= 733.8-250-230= 253.8CFM.

253.8CFM. indicador que significa que el abastecimiento de aire por estas dos compresas suministradas al ser mayor que cero significa que tenemos disponibilidad de aire.

6.7. Análisis de las condiciones de la Operación Mina Proyectada

Se debe conocer ciertas condiciones de trabajo tales como:

- Tipo de material.
- Método de explotación.
- Fragmentación del material.
- Energía disponible.
- Sistema de perforación.
- Equipos de transporte.
- Ciclos de trabajo.
- Medio ambiente del lugar de trabajo.

6.8. Estandarización

En la selección del equipo propiamente dicho, es necesario determinar el equipo o sistema donde los parámetros técnicos de trabajo sean más aplicables a la operación.

6.9. Diseño y Planeamiento de minado

6.9.1. Planeamiento a corto plazo

El planteamiento a corto plazo, tiene como objetivo fundamental el de resolver el problema de la extracción de una determinada cantidad de mineral, ya sea por día, semana o mensual; el planteamiento a corto plazo comprende de hasta un año, en la cuales es característico los planeamientos mensuales y trimestrales. (*Control de operaciones mineras, autor; Ing. Félix B. Prado Ramos edit. san marcos 1987*).

La producción actual es de 48 Tm. mes y el objetivo a diciembre 2013 es de alcanzar un tonelaje mínimo de 75 Tm. de mineral, mensual, mineral que es extraído como parte de la exploración en la veta 143 y veta 60.

RESUMEN:
PLANEAMIENTO A CORTO PLAZO

CUADRO N° 41

Sección tajo (m2)	2,10 2,50	P.E.	3,00 Tn/m3	Ore
Avance (m)	1,23	P.E.	2,50 Tn/m3	Waste
Mes	25,00 Días	P.E.	2,75 Tn/m3 Prom.	Waste-Ore

Estructura	Ítems	Avance mes (m)	Producción (TN)		LEY	TOTAL	TOTAL
			Waste	Ore	Oz/Tn.	Oz. Au.	Waste+Ore
Veta 143	Exploración-Desarrollo	30,75	340,83	37,50	0,600	22,500	378,33
Veta 60	Exploración-Desarrollo	30,75	340,83	37,50	0,600	22,500	378,33
TOTAL		61,5	681,66	75,00	1,200	45,000	756,66

Fuente: Elaboración Propia

6.9.2. Planeamiento a mediano plazo

El planteamiento a mediano plazo consistente en una serie de planes de producción que se realiza dentro del área mineralizada. Para las empresas manufactureras y otros proyectos de inversión diferentes a la minería, comprende de uno a cinco años. Para la industria minera por las características de los yacimientos minerales y por la fluctuación de los precios en el mercado de los metales, posible considerar de uno a tres años. *(Control de operaciones mineras, autor; Ing. Félix B. Prado Ramos edit. san marcos 1987).*

Para cada año de planteamiento, se define la topografía final y se calculan los tonelajes y leyes de mineral a extraerse así como la cantidad de desmonte a removerse y el equipo necesario para cumplir con los objetivos. Para el cumplimiento de este planeamiento se tiene:

RESUMEN RESERVAS

CUADRO N° 42

CATEGORIA	ACCESO	TONELAJE	LEY	Au
MINERAL		(TM)	oz/tc	ONZAS
Probado	Accesible	3530	1,034	3650
	Ev.			
Probable	Accesible	5880	0,901	5300
Potencial		16800	1,087	18270
Total:		26210		27220

RESUMEN:

PLANEAMIENTO A MEDIANO PLAZO

CUADRO N° 43

Sección tajo (m2)	2.10	2.50		
Sección tajo (m2)	0.80	1.50	P.E.	3.00 Tn/m3 Ore
Avance (m)	1.23		P.E.	2.50 Tn/m3 Waste
Año	300.00 días		P.E.	2.75 Tn/m3 Prom. Waste-Ore

CATEGORÍA	ESTRUCTURA	ITEMS	AVANCE		PRODUCCIÓN (TN)		LEY	TOTAL	TOTAL (Tn)	Año-TN			TOTAL
			Anual (m)	Waste	Ore	Oz/Tn.				Oz. Au.	Waste+Ore	1	
PROBADO	Veta Principal	Explotación	0	415.13	1328.40	1.034	1,373.566	1743.53	1328.40	1328.40	873.20	3530.00	
PROBABLE	Veta Principal	Preparaciones	75	27843.75	332.10	0.901	299.222	28175.85	332.10	332.10	5215.80	5880.00	
POTENCIAL	Veta Principal	Exploración- desarrollo	369	1597401.00	830.25	1.087	902.482	1598231.25	830.25	830.25	15139.50	16800.00	
		TOTAL	444	1625659.88	2490.75	3.022	2,575.269	1628150.63	2490.75	2490.75	21228.50	26210.00	

Fuente: Elaboración Propia

6.9.3. Planeamiento a largo plazo

El planteamiento a largo plazo comprendido en periodos de cinco a quince años. Para la minería, especialmente la subterráneas, se puede considerar, planeamientos que se realizan para periodos de tres a cinco años ((Control de operaciones mineras, autor; Ing. Félix B. Prado Ramos edit. san marcos 1987).

CUADRO N° 44

Sección tajo (m2)	2,10 2,50	P.E.	3,00 Tn/m3	Ore
Avance (m)	1,23	P.E.	2,50 Tn/m3	Waste
Año	300,00 días	P.E.	2,75 Tn/m3	Prom Waste-Ore
Sección chimenea(m2)	1,5 1,5			

Estructura	Items	Avance mes (m)	Producción (TN)		LEY Oz/Tn.	TOTAL Oz. Au.	TOTAL Waste+Ore
			Waste	Ore			
VETA GABY	Crucero a Gaby	135	1771,88	0,00	-	-	1771,88
	Exploración Gaby -Norte	125	1640,63	0,00	-	-	1640,63
	Chimenea-china	25	140,63	0,00	-	-	140,63
	Chimenea- Shirley	25	140,63	0,00	-	-	140,63
	Chimenea- Ángela	25	140,63	0,00	-	-	140,63
	Subnivel norte	125	1640,63	0,00	-	-	1640,63
	Exploración Gaby -Sur	125	1640,63	0,00	-	-	1640,63
	Chimenea Lizbeth	25	140,63	0,00	-	-	140,63
	chimenea Cargosa	25	140,63	0,00	-	-	140,63
	Chimenea Soy santa	25	140,63	0,00	-	-	140,63
	Subnivel sur	125	1640,63	0,00	-	-	1640,63
TOTAL		785	9178,13	0,00	-	-	9178,13

Fuente: Elaboración Propia

NOTA:

La planificación de la exploración de la veta Gaby será en un año el avance de esta será de 2,46 m/día.

Se estima que que 9178,13 m3 de waste serán extraídas durante la exploración, y se estima que será partir del cuarto año.

RESUMEN: Equipos seleccionados para la implementación de la mina tastatasta.

CUADRO N° 45

MAQUINA O EQUIPO	MARCA	MODELO	AÑO	VALOR	COSTO	COSTO	
				ADQUISICION		POSESIÓN	TOTAL
				US\$	\$/HR		SIN M.O.
Camioneta 4x4	Toyota	Hilux	2102	37 330,00	0,88	15,66	20,47
Ventiladores 10000CFM	Airtec		2012	5 000,00	0,12	0,42	
Bomba 67 lt/seg	Grindex	Midi	2012	9 300,00	0,19	0,73	
Transformador 250KVA			2009	9 000,00	0,20	0,72	
Instrumentos Topográficos			2012	15 000,00	1,10	2,38	9,9
Winches neumáticos	SLUSHER	A2F-211	2012	4 866,00	0,41	0,88	5,31
Pala neumática	IMIM	P-36	2011	20 000,00	1,01	5,89	10,26
Compresora	Atlas coopco	XAS 186 JD T2	2009	22 420,00	1,18	32,58	36,94
Locomotora	IMIM	LB-2	2012	18 800,00	1,01	3,09	8,81
8 Carro minero		U-35 y Z- 20	2012	8 000,00	0,60		
TOTAL				\$ 149.716,00		\$62,35	\$71,22

CAPITULO VII

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

7.1 Política de salud y seguridad

Política

MINERA KORMINPA se compromete a brindar un lugar seguro de trabajo para todos los empleados, contratistas, proveedores de servicios y visitantes, reconociendo la importancia fundamental en Seguridad y Salud Ocupacional es un requerimiento esencial para una empresa minera exitosa.

El compromiso de MKSA hacia la Salud y Seguridad Ocupacional será demostrado a través de:

- **Identificar procedimientos, evaluando, priorizando y controlando riesgos en los lugares de trabajo.**
- **Solicitando conformidad de todo el personal y contratistas sobre la legislación, normas y estándares del Sistema de Seguridad y Salud Ocupacional de Korminpa.**
- **Promoviendo conciencia y compromiso entre los empleados de la compañía, contratistas y proveedores de servicios a través charlas de orientación, programas de entrenamiento, planes de trabajo, procedimientos y códigos disciplinarios.**
- **Investigando todos los incidentes y accidentes e implementando inmediatamente medidas preventivas y correctivas.**

- Estableciendo Objetivos medibles de Salud y Seguridad Ocupacional y blancos dirigidos a la eliminación de lugares de trabajo relacionados con heridas y enfermedad e integrando estos a todos los aspectos de las actividades de trabajo.
- Brindando experiencia y recursos para alcanzar estos objetivos y blancos de Salud y Seguridad Ocupacional.
- Otorgando poderes a los empleados para participar en el manejo de actividades del Sistema de Salud y Seguridad Ocupacional y contribuir positivamente para continuar las iniciativas de mejoramiento.
- Midiendo el desenvolvimiento de la Salud y Seguridad Ocupacional, aplicando acciones correctivas y revisando regularmente la eficacia de los Sistemas de Salud y Seguridad Ocupacional y las oportunidades de mejora.
- Asegurando que todos los trabajadores, contratistas, estén informados acerca de esta Política.

Los Principios de la Política de Guía de MKSA son:

- Todos los accidentes y daños se pueden evitar,
- La dirección liderará con el ejemplo y proveerá dirección en Seguridad,
- El trabajo seguro es una condición del empleo,
- Se espera que los empleados y contratistas contribuyan con la prácticas de trabajos seguros y saludables.

La seguridad es responsabilidad de todos.

7.1.1 Sistemas integrados - OHSAS 18000 - seguridad y salud ocupacional en minería.

Un **Sistema Integrado de Gestión (SIG)** tiene por objetivo lograr que una organización garantice la salud y seguridad ocupacional de sus empleados y la protección del medio ambiente, aumentando a la vez la productividad y la calidad de sus operaciones.

Una de las claves para alcanzar este objetivo es la gestión de la Salud y Seguridad Ocupacional (SySO), aspecto del que se ocupa la familia de normas internacionales OHSAS 18000.

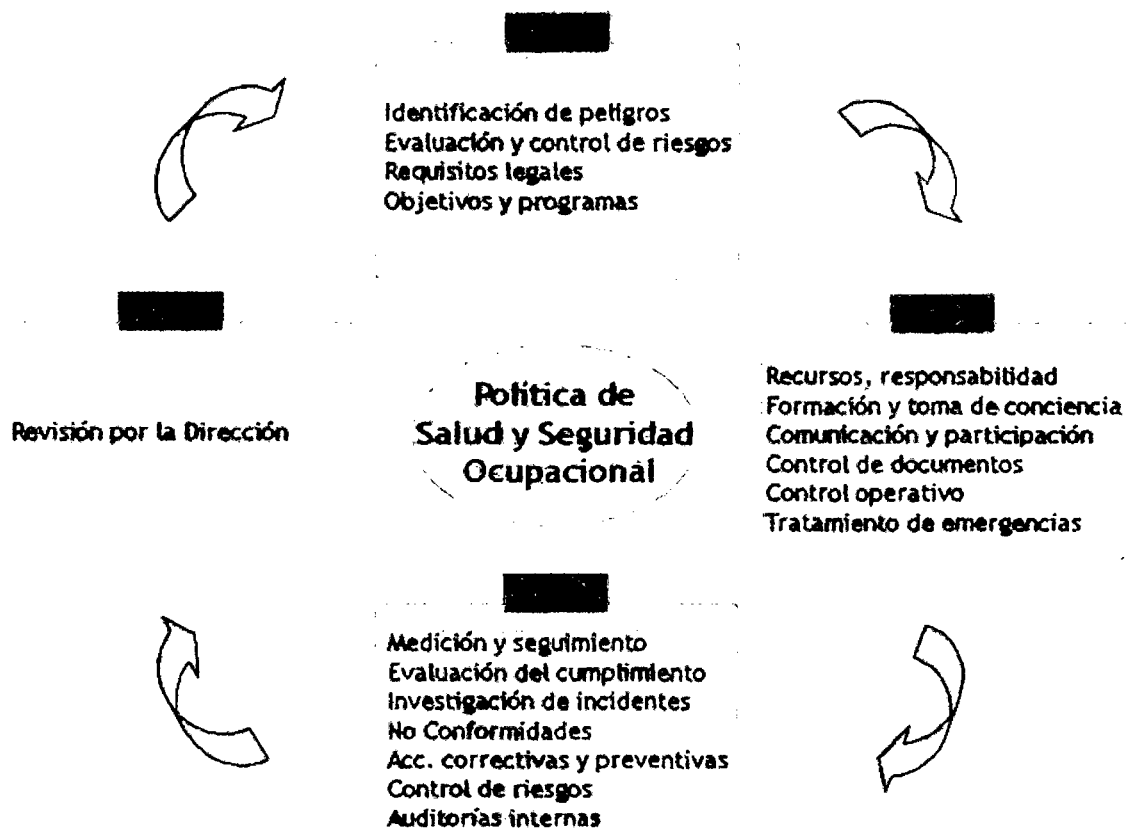
OHSAS es el acrónimo de *Occupational Health and Safety Assessment Series*, y dentro de la norma siempre se habla de *OH&S Occupational Health and Safety*, lo que en español suele denominarse como **SySO Salud y Seguridad Ocupacional** o **SyST Salud y Seguridad en el Trabajo**.

La norma que establece los **requisitos** para esta clase de sistemas es la **OHSAS 18001**, cuya última revisión vigente data del año **2008**, y trata las siguientes áreas clave:

- **Planificación para identificar, evaluar y controlar los riesgos**
- Programa de gestión de OHSAS
- Estructura y responsabilidad
- **Formación, concienciación y competencia**
- Consultoría y comunicación
- Control de funcionamiento
- **Preparación y respuesta ante emergencias**
- **Medición, supervisión y mejora del rendimiento**

7.1.2 Ciclo PDCA en OHSAS 18000

Al igual que otras normas internacionales, este estándar OHSAS se basa en la metodología conocida como **Plan-Do-Check-Act (PDCA)** o **Planificar-Hacer-Verificar-Actuar (PHVA)**.



Brevemente, este Ciclo PDCA o PHVA se puede describir como:

- **Planificar (Plan):** establecer los objetivos y procesos necesarios para conseguir resultados de acuerdo con la política de SySO de la organización.
- **Hacer (Do):** implementar los procesos.

- **Verificar (Check):** realizar el seguimiento y la medición de los procesos respecto a la política de SySO, los objetivos, las metas y los requisitos legales y otros requisitos, e informar sobre los resultados.
- **Actuar (Act):** tomar acciones para mejorar continuamente el desempeño del sistema de gestión de la SySO.

7.1.3 Implementar OHSAS 18000

Durante el proceso de implementación de un **sistema de gestión de SySO**, una cuestión que suele plantear serias dudas es la definición de los **objetivos** de dicho sistema.

Al respecto, es conveniente destacar que una organización puede plantear **diversos tipos de objetivos** que promuevan mejoras en aspectos de gran influencia en las operaciones de la empresa. Entre otros, podrían considerarse objetivos para:

- Reducción de incidentes
- Reducción de peligros
- Reducción de la utilización de materiales peligrosos
- Incremento de la satisfacción de los trabajadores
- Reducción de la exposición a sustancias peligrosas
- Incremento de la toma de conciencia y formación del personal

También, los objetivos una vez definidos pueden establecerse a **distintos niveles** de la organización o por **áreas**, de modo que cada uno identifique claramente hacia dónde debe dirigir sus esfuerzos.

Para la **implementación y operación** del Sistema de Gestión de la SySO, también resulta conveniente considerar los siguientes puntos:

- La definición de la **organización y responsabilidades** para la gestión debe realizarse de forma clara e involucrando a **todos los niveles** de la misma.
 - Es un requisito crítico la **participación e involucramiento de la alta dirección**.
 - La **competencia y formación** del personal involucrado debe ser consistente con sus tareas y con su responsabilidad.
 - Tienen tanta importancia los programas que proporcionan **formación**, como aquellos destinados a **crear conciencia** sobre la seguridad y salud en el trabajo.
 - La **comunicación** debe considerar todas las partes interesadas que estén expuestas a ciertos riesgos, como el propio personal de la empresa, subcontratistas, proveedores, visitantes a las instalaciones, etc.
- (http://www.calidad-gestion.com.ar/boletin/50_ohsas_18000.html)

7.2 Política de medio ambiente Política

Mínera Korminpa cree que una política ambiental efectiva es un elemento esencial en toda compañía minera exitosa y se compromete a prevenir la contaminación, aplicar las mejores prácticas industriales, a cumplir con la legislación relevante, así como a la mejora continua de desarrollo ambiental.

MKSA es consciente que para lograr un crecimiento sostenible, la aceptación de partes interesadas y el triunfo comercial, las estrategias ambientales y planes de dirección deben ser sólidos y prácticos y deben aplicarse con diligencia y cuidado, para asegurar de esta manera que los disturbios e impactos ambientales sean mínimos.

Estrategia

MKSA logrará resultados ambientales:

- Identificando, evaluando y entendiendo los aspectos e impactos ambientales importantes de las actividades de MKSA, para prevenir o mitigarlos e incorporar logros ambientales a sus objetivos corporativos dentro de un proceso de mejora continua.
- Cumpliendo las leyes y normas ambientales, con controles efectivos para asegurar la conformidad y, donde hagan falta leyes, proteger el medio ambiente, crear principios para minimizar cualquier impacto ambiental que resulte de sus operaciones, servicios o productos y que pueda afectarlos.
- Brindando los recursos suficientes para cumplir los objetivos ambientales.
- MKSA se esforzará por lograr estándares ambientales y manteniendo las mejores prácticas industriales de acuerdo a la capacidad tecnológica y factibilidad económica de MKSA, con el uso óptimo de la energía y de los recursos naturales disponibles.
- Asignando un profesional que se responsabilice e implemente planes gerenciales de medio ambiente, monitoreo de campo, programas de rehabilitación y programas de mejora para realzar el desempeño ambiental de MKSA y limitar los impactos negativos.
- Monitoreando, informando e implementando programas de mejora para realzar el desempeño ambiental de MKSA y limitar los impactos negativos.
- Cierre de minas una vez concluida la operación.

- Desarrollando trabajos bajo el principio de Desarrollo Sostenible con las comunidades alrededor de nuestras operaciones.

7.2.1 Medio Ambiente

Es el conjunto de factores principalmente físicos, pero también culturales y sociales, que rodean y afectan a los seres vivos.

(<http://www.monografias.com/trabajos62/normasiso/normasiso.shtml#ixzz2i68GxWdi>).

7.2.2 Normas ISO 14000

La organización internacional para la normalización iso (international organization for standarization), es un organismo internacional no gubernamental establecido en Ginebra en el año 1946; el propósito de ISO es buscar la estandarización a nivel internacional, por lo que se convirtió en el organismo internacional para el establecimiento de normas, trabajando con cuerpos nacionales de normalización, departamentos de gobierno y representantes de la industria principalmente corporaciones transnacionales. (*tesis en gestión de calidad normas iso 14000 como instrumento de gestión ambiental empresarial autor: Lorena Méndez Ortiz*)

El propósito de ISO es buscar la estandarización a nivel internacional, La norma ISO 14000, no es una sola norma, sino que forma parte de una familia de normas que se refieren a la gestión ambiental aplicada a la empresa, cuyo objetivo consiste en la estandarización de formas de producir y prestar de servicios que protejan al medio ambiente.

(<http://www.monografias.com/trabajos62/normas-iso/normasiso.shtml#ixzz2i6B473ei>).

La Norma ISO 14001, que forma parte de la serie antes mencionada, especifica los requisitos para un sistema de gestión ambiental, que le permita a una organización

formular una política y objetivos, teniendo en cuenta los requisitos legales y la información sobre impactos ambientales significativos.

Se aplica a aquellos aspectos ambientales que la organización puede controlar y sobre los cuales se supone que tiene influencia, aunque no establece en sí criterios específicos de desempeño ambiental.

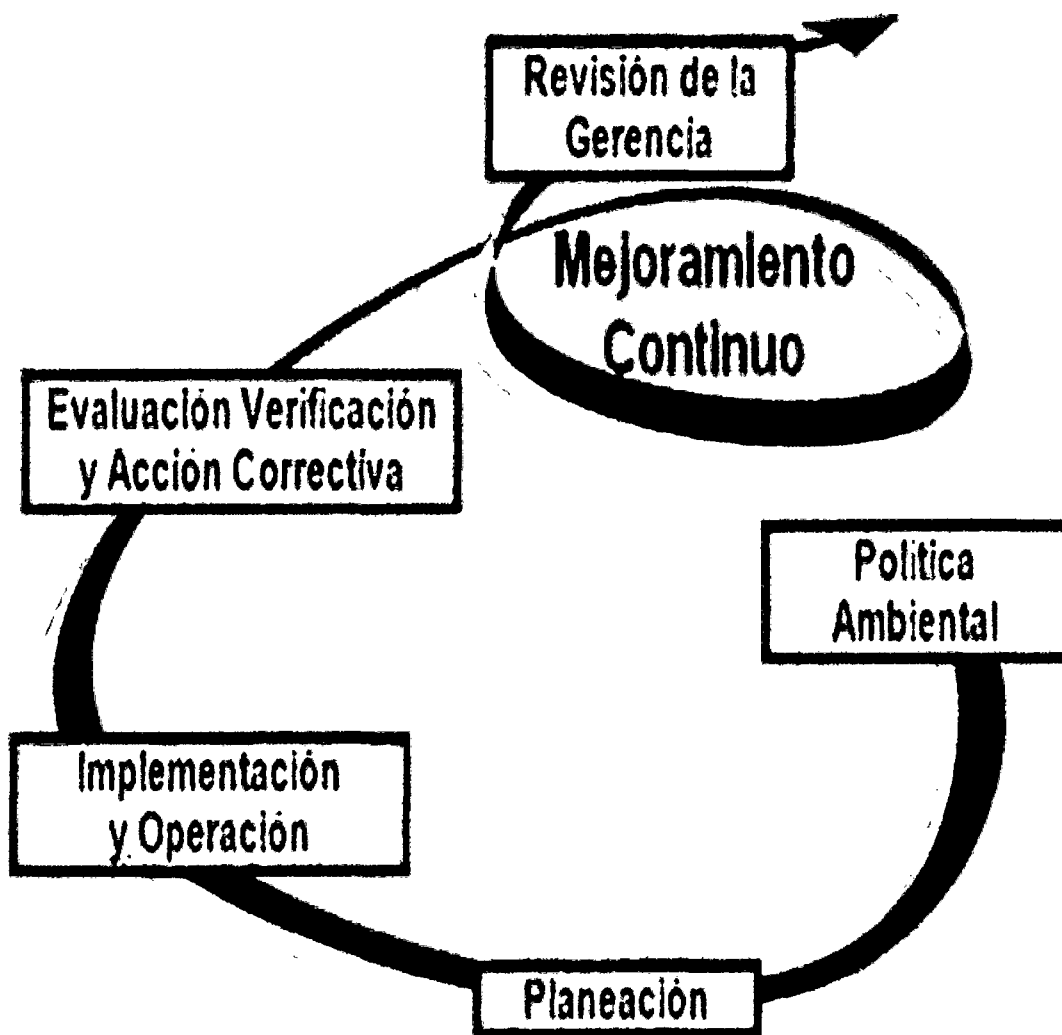
Esta Norma se aplicara a la empresa:

- a) implementar, mantener y mejorar un sistema de gestión ambiental;
- b) asegurarse de su conformidad con su política ambiental establecida;
- c) demostrar esta conformidad a terceros;
- d) solicitar la certificación/registro de su sistema de gestión ambiental por parte de una organización externa;
- e) realizar una autoevaluación y una auto declaración de conformidad con esta Norma.

Todos los requisitos de esta Norma están destinados a ser incorporados a cualquier sistema de gestión ambiental, cuyo grado de aplicación dependerá de factores tales como la política ambiental de la organización, la naturaleza de sus actividades y las condiciones en las cuales ella opera.

El cumplimiento de esta norma se basara primeramente aplicando las normas ambientales del estado peruano.

Normas ISO 14000



CAPITULO VIII

EVALUACIÓN ECONÓMICA

8.1. Generalidades

La minería de hoy cada vez con sus avances tecnológicos tiende a desarrollarse de mejor manera con altos estándares de seguridad y con mayor incremento en la productividad y a costos relativamente bajos, pero por otro lado, la variedad de equipos mineros que están a disposición en el mercado que para seleccionar es necesario efectuar comparaciones, según a ello determinar el que mejor se adapte y de una operación determinada.

En cuanto a las operaciones de mina se tiene una particularidad debido a que las condiciones propias de las labores también influyen para seleccionar el tipo de equipo y maquinaria.

8.1.1 Objetivos

El objetivo en la implementación con estos equipos es el incremento de la producción con altos estándares de seguridad a costos relativamente bajos de acuerdo al tamaño de de la operación en mina.

8.2. Costo de operación.

La cuantificación de estos costos, resulta a partir de la implementación del presente proyecto.

Los estándares y rendimientos de operación, están basados en estudios insitu en el campo y con cotizaciones de equipos de acuerdo al mercado actual 2013.

El cuadro de costos unitarios se detalla en el anexo N° 05, 10, 11,12, 16.

CUADRO N° 46

CUADRO DE COSTOS ANUALES		
ITEM	COSTO UNITARIO (\$/TM.)	COSTO POR AÑO (\$)
PREPARACIÓN CHIMENEA	\$ 44.21	\$ 106,097.82
EXPLOTACIÓN TAJEO	\$ 99.94	\$ 239,864.16
EXPLOTACIÓN-DESARROLLO GALERIAS	\$ 19.44	\$ 46,660.54
TRATAMIENTO METALURGICO	\$ 20.50	\$ 49,200.00
TRANSPORTE DE MINERAL	\$ 15.00	\$ 36,000.00
ADMINISTRACION TAREA ADMIL.	\$ 3.24	\$ 7,784.79
GASTOS DE VENTAS	\$ 3.24	\$ 7,784.79
VARIOS	\$ 34.15	\$ 81,957.29
TOTAL	\$ 239.73	\$ 575,349.40

8.3 Inversiones

La ejecución de la inversión se ha programado para un periodo, en los cuales ya se habrá alcanzado el nivel de producción de 30.99 TM/DIA. Además de la inversión fija directa programa como gastos, se considera la inversión fija indirecta. Donde se incluye los gastos de estudio (pruebas metalúrgicas, estudios de pre inversión); gastos administrativos implementación de tecnología); gastos generales de ventas, financieros, imprevistos y contingencias estimados en 5% de la inversión fija directa. Y la partida de escalamiento para cobertura lo mayores costos de la inversión fija directa).

El capital de trabajo se ha considerado dentro de los requerimientos adicionales para cobertura los costos totales de operación, sin incluir los gastos de administración financieros que demanda la operación.

8.3.1. Inversión en mina

Corresponde a los gastos de adquisición de equipos para mina trabajos complementarios de preparación, servicios generales.

Determinación de inversión.

La determinación en maquinas y equipos se han estimado en base a cotización en dólares que rigen en el mercado nacional.

A). Costo de mano de obra.

El costo de mano de obra en el proyecto coriloma se determina en el anexo N° 01 donde se reporta el costo por hora de los empleados 72,15 \$/hr. Y el de los obreros 55.92 \$/Hr.

B). Costos de equipos en mina.

El costo de equipos de mina se calculó de acuerdo a la oferta del mercado nacional 2013. Estos costos ascienden a 143 296 \$ se muestran en el anexo N° 04.

C). Costo en preparación y adquisición mina.

CUADRO N° 47

ITEM	DESCRIPCION	SUB-TOTAL(\$)
1	CRUCERO 735	\$ 150,000.00
2	ORE PASS 735	\$ 50,000.00
TOTAL		\$ 200,000.00

D). Costo de servicios auxiliares

CUADRO N° 48

ITEM	DESCRIPCION	SUB-TOTAL (\$)
1	INSTALACIÓN DE AIRE COMPRIMIDO 500 M	\$ 1,519.00
2	INSTALACIÓN DE AGUA 500 M	\$ 1,250.00
3	INSTALACIÓN DE VENTILACION 450M	\$ 1,387.00
TOTAL		\$ 4,156.00

E). Costo de instalación

CUADRO N° 49

ITEM	DESCRIPCION	H-H	C.UNIT.(\$)	SUB-TOTAL(\$)
1	COMPRESORAS	\$ 72.15	\$ 2.35	\$ 170
2	CARGADOR DE BATERIA 2	\$ 72.15	\$ 2.35	\$ 170
3	BASE, ESTRUCTURAS, TECHO	\$ 55.92	\$ 12.00	\$ 671
TOTAL				\$ 1,010

F). Resumen de inversión en mina

CUADRO N° 50

ITEM	DESCRIPCION	SUB-TOTAL (\$)
1	COSTO DE EQUIPO DE MINA	\$ 143,296.00
2	COSTO EN PREPARACION Y ADQUISICIÓN CONCESION	\$ 200,000.00
3	COSTO EN SERVICIOS AUXILIARES	\$ 4,156.00
4	COSTO DE INSTALACIÓN	\$ 1,010.15
5	IMPREVISTOS Y CONTIGENCIAS (5%)	\$ 17,423.11
6	ESCALAMIENTO (4%)	\$ 13,938.49
7	TRANSPORTE (2%)	\$ 6,969.24
TOTAL		\$ 386,792.98

8.3.2 Gastos generales

También considerados como inversión fija indirecta, de La operación mina y la permanente exploración mina, requiere la mejora permanente en los servicios básicos de apoyo a la operación que permitan lograr mayores rendimientos en los equipos y personal, además de brindar al trabajador servicios de asistencia en el campo de la salud.

Las inversiones comprenden:

CUADRO N° 51

ITEM	DESCRIPCION	SUB-TOTAL (\$)
1	TALLER MECANICO-ELECTRONICO	\$ 15,000.00
2	ESTUDIOS	\$ 20,000.00
3	GASTOS ADMINISTRATIVOS	\$ 15,077.28
5	IMPREVISTOS Y CONTINGENCIA (5%)	\$ 2,503.86
TOTAL		\$ 52,581.14

8.3.3 Capital de trabajo

La operación mina, el proceso de comercialización y en la construcción de una futura planta procesadora, requiere de una capital de trabajo en donde se cobertura los costos de operación y no del 100% debido al capital insuficiente con que se cuenta. En los subtítulos subsiguientes se detalla la inversión.

Los costos de mina que demanda la operación para la producción de inicialmente de 48 Tm/Mes. Con el objetivo de alcanzar a Diciembre a 75Tm/Mes. Se viene manteniendo el trabajo del día a día en el proceso de preparación y exploración sobre veta.

El capital de trabajo es de US\$ 250 000,00 Que ha sido invertido en la adquisición de la concesión y el inicio de la operación.

RESUMEN DE TOTAL INVERSIONES

CUADRO N° 52

ITEM	DESCRIPCION	SUB-TOTAL (\$)
A	INVERSION FIJA DIRECTA MINA	\$ 386,792.98
	PLANTA PROCESADORA	\$ 1,200,000.00
B	INVERSION FIJA INDIRECTA (Gastos Generales)	\$ 52,581.14
C	CAPITAL DE TRABAJO	\$ 250,000.00
TOTAL		\$ 1,889,374.12

8.4. Financiamiento

El porte de capital que se requiere para cubrir el financiamiento del proyecto se tiene dos opciones ya previstas y aprobadas por el directorio.

En el primer caso se ha considerado mediante la obtención de un **Préstamo**, con la línea de crédito del banco de crédito del Perú y/o la cooperativa los andes.

Y la segunda opción es financiar el proyecto mediante un **Jiont Venture**.

Y como tercera opción es de **asociarse** con la empresa privada para el cumplimiento de los objetivos.

La entidad financiera, accederá el préstamo y pagaderos en 3 años a una tasa anual de 17.5%.

Los fondos para la inversión total serán inmediatos, con un plazo de instalación de maquinarias como mínimo en 6 meses, para lo cual se ha analizado el correspondiente esquema de financiamiento.

A). PRESTAMO

CUADRO N° 53

ESTRUCTURA DE FINANCIAMIENTO				
FUENTE	MONEDA ESTRANJERA \$	MONEDA NACIONAL S/.	MONTO TOTAL	%
RECURSOS PROPIOS(CAPITAL DE TRABAJO)	\$ 250,000.00		\$ 250,000.00	\$ 0.13
PRESTAMO	\$ 1,639,374.12		\$ 1,639,374.12	\$ 0.87
TOTAL			\$ 1,889,374.12	\$ 1.00

B). JOINT VENTURE**CUADRO N° 54**

ESTRUCTURA DE FINANCIAMIENTO				
FUENTE	MONEDA ESTRANJERA \$	MONEDA NACIONAL S/.	MONTO TOTAL	%
RECURSOS PROPIOS(CAPITAL DE TRABAJO)	\$ 250,000.00		\$ 250,000.00	\$ 0.13
PRESTAMO	\$ 1,639,374.12		\$ 1,639,374.12	\$ 0.87
TOTAL			\$ 1,889,374.12	\$ 1.00

El contrato de Joint Venture se condiciona a recuperar el capital invertido en las primeras ventas producto final. Luego de recuperar el capital inversionista sedera a la Empresa Korminpa S.A. 50% de la distribución de utilidades.

C. SOCIOS**CUADRO N° 55**

ESTRUCTURA DE FINANCIAMIENTO				
FUENTE	MONEDA ESTRANJERA \$	MONEDA NACIONAL S/.	MONTO TOTAL	%
SOCIO	\$ 250,000.00		\$ 250,000.00	13%
RECURSOS PROPIOS	\$ 1,639,374.12		\$ 1,639,374.12	87%
TOTAL			\$ 1,889,374.12	100%

En la condición de para ser socios de la empresa minera Korminpa s.a. el aporte de capital no dinerario de llega al 50 % de la inversión total esto indica que la distribución de las utilidades será en porcentajes iguales.

8.4.1. Plan de amortización de la deuda

La deuda financiera de acuerdo a los contratos financieros celebrados. Serán amortizados de acuerdo al cronograma de pagos, Para tal efecto la deuda será cancelada en tres años a un interés del 17.5% anual.

El cálculo se realiza llevando la siguiente fórmula:

$$A = \frac{P [i(1+i)^n]}{(1+i)^n - 1}$$

CUADRO N° 56

AMORTIZACIÓN DE DEUDA				
AÑO	CAPT.PRINCIPIO DE AÑO	INTERESES	AMORTIZACIÓN	CAPITAL A PAGAR
0	\$ 1.889.374,12			
1	\$ 1.889.374,12	\$ 330.640,47	\$ 862.016,56	\$ 531.376,09
2	\$ 1.357.998,03	\$ 237.649,65	\$ 862.016,56	\$ 624.366,91
3	\$ 733.631,12	\$ 128.385,45	\$ 862.016,56	\$ 733.631,12
		\$ 568.290,13	\$ 1.724.033,13	\$ 1.889.374,12

8.5. Rentabilidad del proyecto

8.5.1. Ingresos

La empresa minera Korminpa S.A. comercializa un solo producto que es el oro, esta comercialización se puede decir que tiene dos casos.

La comercialización del mineral a empresas acopiadoras que es la realidad actual. Y el otro caso es, que minera Korminpa instale su propia planta procesadora ya teniendo en cuenta que se tiene un permiso social por parte de la comunidad de la instalación y/o construcción de planta de beneficio de minerales.

PRIMER CASO: venta de mineral en bruto.

La venta de mineral a empresa acopiadora se obtiene una recuperación de 79%, promedio con una ley de 0,652 oz/tc. Las deducciones y penalidades ascienden a 270 \$/TC. En función la ley El precio del mineral es de 1200 \$/oz. Factor de conversión 1Tm=1,1023 Tc.

INGRESO POR VENTAS

La fórmula del valor de venta del mineral es:

$$\frac{US\$}{Tm} = (ley\ de\ Au\ x\ recuperación\ x\ (1200 - 100)) - 270) \times 1.1023$$

CUADRO N° 57

LEY	%REC	INTER	MAQUILA	PENA	FACTOR	PRECXTM	Peso.HUM	%HUM	P.SECO	IMPORTE	
0.652	79%	1200	200	70	1.1023	329.5	48	2%	47.04	1.55	\$ MES
reso por	\$ 185,997.36										\$/Anual

SEGUNDO CASO: Procesamiento de mineral por minera Korminpa S.A. Cuyo proceso de recuperación en planta de 85%, el promedio mensual de deducciones y penalidades ascienden al 15%, llegando a comercializar oro electrolítico de un 99.99% de pureza.

Se ha considerado la cotización promedio del año 2013 que alcanzo a 1488,58 \$/onza.

Pero por seguridad se considerara 1200\$/onza.

INGRESO POR VENTAS

CUADRO N° 58

Capacidad de la planta	50	TM/DIA
Producción/día.	31	TM/DIA
Producción/mes	775	TM/MES
Producción/año	9300	TM/AÑO
Ley Au	0.652	Oz/TC
Recuperación	85%	
Deducciones y penalidades	15%	
Precio del Au	1200	\$/OZ.
Venta total por año	6810818	\$

CUADRO N° 59

DEPRECIACION Y AMORTIZACION DE INTANGIBLES						
	MON.INVER	V.R	1	2	3	VR TOTAL
DEPRECIACION DE EQUIPOS EN MINA	\$ 1,889,374.12	\$ 188,937.41	\$ 188,937.41	\$ 188,937.41	\$ 188,937.41	\$ 566,812.24
PLAN PROCESADORA	\$ 1,200,000.00	\$ 80,040.00	\$ 80,040.00	\$ 80,040.00	\$ 80,040.00	\$ 240,120.00
REPARACION DE EQUIPOS	\$ 52,581.14		\$ 10,516.23	\$ 10,516.23	\$ 10,516.23	\$ 31,548.68
PREPARACION EXPLOTACION	\$ 200,000.00		\$ 40,000.00	\$ 40,000.00	\$ 40,000.00	\$ 120,000.00
TOTAL	\$ 3,341,955.26		\$ 319,493.64	\$ 319,493.64	\$ 319,493.64	\$ 958,480.92

8.5.2. Estados financieros

Los estados financieros de la serán evaluados al fin de cada año y de manera cuantitativa donde los socios de la empresa tendrán acceso a esta información sobre los recursos económicos y financieros.

ESTADOS DE PÉRDIDAS Y GANACIAS.

Los estados de pérdidas y ganancias indica el resultado de la operación de la empresa minera Korminpa año por año y durante los 3 años de la inversión el presente proyecto señalando como una medida de flujo de salida de entrada de recursos financieros.

CUADRO N° 60

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS (US \$)			
ITEM	AÑOS		
	1	2	3
VALOR DE VENTA	\$ 6,810,818.49	\$ 6,810,818.49	\$ 6,810,818.49
COSTO OPERACIÓN	\$ 575,349.40	\$ 575,349.40	\$ 575,349.40
UTILIDAD BRUTA	\$ 6,235,469.09	\$ 6,235,469.09	\$ 6,235,469.09
DEPRECIACION AMORTIZADA	\$ 319,493.64	\$ 319,493.64	\$ 319,493.64
INTERES	\$ 330,640.47	\$ 237,649.65	\$ 128,385.45
RENTA NETA	\$ 5,585,334.98	\$ 5,678,325.79	\$ 5,787,590.00
FONDO DE REINVERSION. (25%)	\$ 1,396,333.74	\$ 1,419,581.45	\$ 1,446,897.50
PARTIC. DIRECTA (6%)	\$ 335,120.10	\$ 340,699.55	\$ 347,255.40
UTILIDAD IMPONIBLE	\$ 3,853,881.13	\$ 3,918,044.80	\$ 3,993,437.10
IMPUESTO A LA RENTA 30%	\$ 1,156,164.34	\$ 1,884.83	\$ 1,927.38
IGV (18%)	\$ 693,698.60	\$ 1,130.90	\$ 1,156.43
UTILIDAD DESPUES IMPUESTOS	\$ 2,004,018.19	\$ 3,915,029.07	\$ 3,990,353.29
INGEMET (1%)	\$ 20,040.18	\$ 39,150.29	\$ 39,903.53
UTILIDAD NETA	\$ 1,983,978.01	\$ 3,875,878.78	\$ 3,950,449.76

FLUJO DE FONDOS.

Para realizar la evaluación financiera, es de vital importancia el estado de flujo de fondos, considerando que el estado de flujo de fondos es un instrumento financiero de entrada y salida de recursos, se le puede llamar, estado de situación financiera, y el más útil, en materia de evaluación de proyectos, es conocido como flujo de caja.

CUADRO N° 61

FLUJO DE FONDOS (US\$)				
ITEM	AÑOS			
	0	1	2	3
UTILIDAD NETA		\$ 1.983.978,01	\$ 3.875.878,78	\$ 3.950.449,76
DEPRESIACION AMORTIZAR		\$ 319.493,64	\$ 242,51	\$ 242,51
FONDO DE REINVERSIÓN		\$ 1.396.333,74	\$ 2.276,36	\$ 2.327,75
SUB-TOTAL		\$ 3.699.805,39	\$ 3.878.397,65	\$ 3.953.020,02
AMORTIZACIÓN DE DEUDA		\$ 862.016,56	\$ 862.016,56	\$ 862.016,56
INVERSIÓN	\$ 1.889.374,12			
PREPARACIÓN-EXPLORACIÓN		\$ 40.000,00	\$ 40.000,00	\$ 40.000,00
RECUPERACIÓN DE CAPITAL				\$ 250.000,00
FLUJO DE CAJA	\$ 1.889.374,12	\$ 2.797.788,83	\$ 2.976.381,09	\$ 2.801.003,46

8.5.3. Indicadores económicos

VALOR ACTUAL NETO (VAN)

El valor actual neto, también conocido como valor actualizado neto o valor presente neto (en inglés net present value), cuyo acrónimo es VAN (en inglés, NPV), es un procedimiento que permite calcular el valor presente de un determinado número de flujos de caja futuros, originados por una inversión. La metodología consiste en descontar al momento actual (es decir, actualizar mediante una tasa) todos los flujos de caja futuros del n en determinar la equivalencia en el tiempo 0 de los flujos de efectivo futuros que genera un proyecto y comparar esta equivalencia con el desembolso inicial. Cuando dicha equivalencia es mayor que el desembolso inicial, entonces, es recomendable que el proyecto sea aceptado.

Interpretación.

Valor	Significado	Decisión a tomar
$VAN > 0$	La inversión produciría ganancias por encima de la rentabilidad exigida.	El proyecto puede aceptarse
$VAN < 0$	La inversión produciría pérdidas por debajo de la rentabilidad exigida.	El proyecto debería rechazarse
$VAN = 0$	La inversión no produciría ni ganancias ni pérdidas	Dado que el proyecto no agrega valor monetario por encima de la rentabilidad exigida, la decisión debería basarse en otros criterios, como la obtención de un mejor posicionamiento en el mercado u otros factores.

Fuente: http://es.wikipedia.org/wiki/Valor_actual_net

El **valor actual neto** es muy importante para la valoración de inversiones en activos fijos, a pesar de sus limitaciones en considerar circunstancias imprevistas o excepcionales de mercado. Si su valor es mayor a cero, el proyecto es rentable, considerándose el valor mínimo de rendimiento para la inversión.

Una empresa suele comparar diferentes alternativas para comprobar si un proyecto le conviene o no. Normalmente la alternativa con el VAN más alto suele ser la mejor para la entidad; pero no siempre tiene que ser así. Hay ocasiones en las que una empresa elige un proyecto con un VAN más bajo debido a diversas razones como podrían ser la imagen que le aportará a la empresa, por motivos estratégicos u otros motivos que en ese momento interesen a dicha entidad.

Puede considerarse también la interpretación del VAN, en función de la creación de valor para la empresa:

- Si el VAN de un proyecto es positivo, el proyecto crea valor.
- Si el VAN de un proyecto es negativo, el proyecto destruye valor.
- Si el VAN de un proyecto es cero, el proyecto no crea ni destruye valor.

$$VAN = -I_0 \sum_{t=1}^n \frac{BN}{(1 + Td)^t}$$

$$VAN = -I_0 + \frac{BN_1}{(1+td)^1} + \frac{BN_2}{(1+td)^2} + \frac{BN_3}{(1+td)^3} + \dots + \frac{BN_n}{(1+td)^n}$$

I_0 = Inversión inicial

BN = Flujo de beneficios

t = 1, 2, 3, n (periodos: años)

n = Horizonte del proyecto

Tv = Tasa de descuento

El VANE se calcula con los datos del flujo económico.

El VANF se calcula con los datos del flujo financiero.

CUADRO N° 62

VALOR ACTUAL NETO						
		VAN	VAN	VAN	VAN	VAN
AÑO	FLUJO DE CAJA	2.6%	10%	100%	140%	139.6351%
0	\$ 1,889,374.12	\$ 1,889,374.12	\$ 1,889,374.12	\$ 1,889,374.12	\$ 1,889,374.12	\$ 1,889,374.12
1	\$ 2,797,788.83	\$ 2,726,889.70	\$ 2,543,444.39	\$ 1,398,894.41	\$ 1,165,745.34	\$ 1,167,520.46
2	\$ 2,976,381.09	\$ 2,827,442.71	\$ 2,459,819.08	\$ 744,095.27	\$ 516,732.83	\$ 518,307.72
3	\$ 2,801,003.46	\$ 2,593,412.28	\$ 2,104,435.35	\$ 350,125.43	\$ 202,618.88	\$ 203,545.90
		\$ 6,258,370.57	\$ 5,218,324.70	\$ 603,741.00	\$ (4,277.06)	\$ (0.04)

Fuente: Elaboración propia

TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

Otro método de evaluación, que define como la tasa interna de retorno del proyecto de inversión es la tasa de descuento que iguala el valor actual de los beneficios y el valor actual de los costos previstos.

Como ya se ha comentado anteriormente, la TIR o tasa de rendimiento interno, es una herramienta de toma de decisiones de inversión utilizada para conocer la factibilidad de diferentes opciones de inversión.

El criterio general para saber si es conveniente realizar un proyecto es el siguiente:

Si $TIR \geq r \rightarrow$ Se aceptará el proyecto. La razón es que el proyecto da una rentabilidad mayor que la rentabilidad mínima requerida (el coste de oportunidad).

Si $TIR < r \rightarrow$ Se rechazará el proyecto. La razón es que el proyecto da una rentabilidad menor que la rentabilidad mínima requerida.

“r” representa el costo de oportunidad.

Calculo TIR.

$$TIR = td1 + \frac{VAN1(td2 - td1)}{VAN1 + VAN2}$$

$$TIR = 140\% + \frac{603\,741,0(140\% - 100\%)}{603\,741,0 \pm 4\,277,1} = 140\%$$

$$TIR = 140\%$$

la tasa interna de rentabilidad o de retorno del proyecto de inversión de la mina tastatata al 140 %, el VAN sería negativo, cuadro N°62 lo que significa que genera una rentabilidad inferior al 140% anual, pero si seguimos probando las tasas de inversión con la ayuda de una hoja de cálculo, encontramos uno concreto para el que el VAN del

proyecto sea justamente cero (véase cuadro N° 62) esta tasa es 139,6351% Pues bien, esta tasa es precisamente la TIR de la mina tastatasta, y nos sintetiza la tasa de rentabilidad que obtendremos al llevar a cabo este proyecto, en resumen el proyecto se acepta.

8.6. Análisis de reemplazo de equipo

Un estudio de confiabilidad y reemplazo de equipos es para determinar la variable económica en la toma de decisiones para el reemplazo de equipo.

El análisis de la evaluación se realiza en la etapa de pre factibilidad y factibilidad del estudio en el cual se está implementando y reemplazando los equipos teniendo en cuenta el principio de separabilidad de proyectos. Minera Korminpa actualmente hizo el reemplazo de generadores eléctricos que se utilizaban permanentemente para la perforación con compresoras de mucho mayor capacidad, esto debido a la demanda de la operación que se tiene en, mina. Cabe aclarar que los generadores eléctricos se utilizan en casos puntuales.

El Ing. Renso Bengolea en su separata de preparación y presentación de proyectos de reemplazo de equipo.- año 2009 ,menciona, que el objetivo del estudio de reemplazo de equipos, es el criterio de evaluación para determinar la vida útil económica, invariablemente se hará el cálculo de costo anual equivalente (CAE), posteriormente para determinar la rentabilidad de la realización del proyecto se calculara el valor actual neto (VAN),por ello deberá mencionarse, que el objetivo del estudio será el determinar la vida útil económica de los equipos, tanto actúales como propuestos, así como la conveniencia de llevar a cabo el reemplazo de los equipos bajo análisis.

En este estudio de reemplazo de equipos se toma en cuenta:

La situación sin proyecto.- con la finalidad de no atribuirle al proyecto costos y beneficios de manera ilegítima, se deberá proponer “medidas de optimización” de la situación actual de bajo costo de inversión, para mejorar o restituir el nivel de servicio para el cual fueron adquiridos los equipos existentes, así como las medidas existentes, así como las medidas administrativas que pudieran modificarse para obtener una mejora en la operación de estos. Con ello se obtiene la situación de base optimizada (o situación sin proyecto), que es la que se debe comparar con la situación con proyecto.

Descripción del proyecto.- En la descripción del proyecto de confiabilidad y reemplazo de equipos se describe física y operativamente al proyecto de reemplazo que se propone llevar a cabo. Así mismo, se señalan alternativas de solución que se analizaron, como pueden ser de diferentes marcas, modelos a adquirir (acompañado de fichas técnicas). En el caso de subcontratar a terceros, si se conoce que esta alternativa puede dar solución a la problemática existente.

Situación con proyecto.- se menciona el costo total de la inversión del proyecto (inversión inicial), señalando si incluye impuestos, fecha de estimación de esta cifra y el tiempo estimado de entrega después de formalizar su adquisición. Este último, en los casos que los equipos no se encuentran en inventario y solo se fabrican sobre pedido.

Evaluación del proyecto.- El propósito es identificar, cuantificar y valorar los costos y beneficios del proyecto en términos monetarios, a lo largo de todo el periodo de evaluación. Dado que pretende reemplazar el equipo actual por otro de características similares, los beneficios que se esperan de todas las alternativas son básicamente el mismo por lo que se deberá de determinar la alternativa del mínimo costo, y una vez identificada dicha alternativa, los beneficios se obtienen de comprar dicha alternativa

con la situación sin proyecto. Todos los flujos del proyecto deberán estar expresados en soles o dólares. Y en cuadros sistemáticos.

El criterio de la evolución, es primero calcular el costo anual equivalente (CAE), para varios años de operación, desde el año uno hasta que el equipo pueda seguir en operación adecuada para los servicio que presta. A partir de estos cálculos se obtiene la vida útil económica del equipo.

Calculo de CAE.

$$CAE = VP \frac{i}{1 - (1+i)^{-n}}$$

Donde:

- CAE = costo anual equivalente
- VP = valor presente de los flujos de inversión y valor de rescate
- i = tasa de descuento
- n = número de períodos

VAN.

$$VAN = -I_0 \sum_{t=1}^n BN / (1 + Td)^t$$

$$VAN = -I_0 + BN_1 / (1+td)^1 + BN_2 / (1+td)^2 + BN_3 / (1+td)^3 + \dots + BN_n / (1+td)^n$$

I_0 = Inversión inicial

BN = Beneficios neto en el periodo

t = 1, 2, 3, n (periodos: años)

n = Horizonte del proyecto

td = Tasa de descuento

Y finalmente el cálculo de valor actual neto (VAN), donde se deberá expresar si conviene llevar a cabo el reemplazo de los equipos o conviene postergar, continuando con la operación de los equipos actuales. También se puede destinar más recursos para realizar un estudio a nivel de factibilidad y calcular con mayor detalle el CAE y el VAN.

CONCLUSIONES

1. El Método de Explotación a aplicarse en la mina tastatasta es **“corte y relleno ascendente selectivo”**.
2. La implantación del método de explotación es con **equipos convencionales**.
3. La geometría y la distribución de las leyes en el yacimiento, de la mina tastatasta a lo largo del filón (veta) de forma irregular, tipo lentejones o rosario contiene 1,03 oz/tc. de Au en promedio de ley.
4. La determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso es de **RQD = 49%**, que significa que el índice de calidad de la roca es mala, y se puede clasificar como roca incompetente, que requiere soporte, y en algunos casos pernos. Según las valoraciones efectuadas el **RMR = 41**, corresponde a una masa rocosa de Clase III de calidad Regular. Este valor de RMR que debe ser corregido tomando en cuenta como se presentan las discontinuidades con el avance de la excavación.
5. La selección del método de explotación ha sido mediante un análisis de procedimiento numérico. Determinándose el método de corte y relleno ascendente (cut and fill). Y como segunda opción es el minado por cuadros.
6. El diseño y planificación de mina se ha distribuido en planeamiento a corto, mediano y largo plazo. Trabajando en tajos, exploración – desarrollo y preparación mina.
7. Se determino el rendimiento de los equipos a implementar en mina y terminar de implementar el resto que falta aparte de la que cuenta la empresa.
8. Los equipos seleccionados podrán ser adquiridas según prioridad de las operaciones.

RECOMENDACIONES

1. Se tiene que continuar con los estudios de exploraciones y llegar a descubrir la **Veta Gaby que aflora en superficie que estimo que es la veta más grande del yacimiento tastatasta. Y cuenta con antecedentes en las concesiones vecinas. De esta forma dimensionar las reservas de mineral.**
2. **Se debe realizar un estudio al detalle de la geomecánicas del comportamiento del macizo rocoso y optimizar los costos de sostenimiento y voladura.**
3. **desarrollar un estudio de confiabilidad y reemplazo de equipos cuando los equipos adquiridos presenten fallas, este estudio tendrá que ser para el proyecto en desarrollo, de acuerdo a las modificaciones y/o ajuste al presente estudio.**
4. **Una vez terminada la exploración de la veta Gaby desarrollar un estudio similar a este, y determinar la posibilidad de mecanizar las operaciones y se inicie de inmediato los estudios de factibilidad y financiación para implementar el estudio.**
5. **Desarrollar un estudio hidrogeológico de las labores mineras en la mina tastatasta.**
6. **Buscar el financiamiento para la construcción de un planta procesadora.**
7. **Desarrollar perforaciones diamantinas en el área de la mina tastatasta.**
8. **Realizar perforaciones de exploración con paxas para continuar el descubrimiento de la existencia de reservas de minerales.**

“La minería es la oportunidad desarrollo para una sociedad con necesidades de progreso”.

Zenón Alonso Rincón Urfano.

JUAN B. COAQUIRA Q. “administración de seguridad de higiene minera CIA minera cayllomas.a. 1995.

JUAN CARBONEL V. “técnicas para la reducción de costos en las empresas” edición 1998.

NERIO ROBLES E. “excavación de sostenimiento de túnel en roca” edición de 1994.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA “metodología de costos y operación” edición 1992.

Universidad de Chile “Métodos de explotación subterráneo”.

ASOCIACION DE BANCOS DEL PERU “inflación en América latina” edición N° 53 febrero 2013.

WALTER AGUIRRE ABUHADBA. Ingeniero Economista “Evaluación de Proyectos”

MINERA MAGNES SAC. “Declaración de impacto ambiental (DIA) proyecto coriloma”.

www.imim.com.pe

www.emagister.com

http://www.calidad-gestion.com.ar/boletin/50_ohsas_18000.html

Lorena Méndez Ortiz. “Tesis en gestión de calidad normas iso 14000 como instrumento de gestión ambiental empresarial” - Xalapa, Enríquez, Veracruz, noviembre 2009.

9. Los indicadores de rentabilidad económica, del estudio para determinar e implementar métodos de explotación en el yacimiento de tastatasta, es rentable ya que los indicadores del valor actual neto es $VAN= 6258370,6. \$$ y la tasa interna de rentabilidad es $TIR=140\%$, lo que indica que se debe invertir en el proyecto.
10. El costo, de las operaciones, en galerías 2.5x2.5m es de 19,44 US\$/Tm. y tiene un costo por metro lineal de 441,02 US\$/M-L. en chimeneas de 1.5x1.5 m. es de 44,21 US\$/Tm, y tiene un costo por metro lineal de 330,65 US\$/ M-L. y la producción en tajos 30,31 Tm/Día. a 99.94 US\$/Tm.
11. El estudio realizado para determinar e implementar el método de explotación, asegura una producción óptima de los minerales, cumpliendo adecuadamente las especificaciones del estudio, generando un impacto económico y un desarrollo sostenible de la comunidad, protegiendo el medio ambiente.

BIBLIOGRAFIA

OSCAR E. LLANQUE MAQUERA. “explotación subterránea métodos y casos prácticos” editores Perú offset puno 1999.

INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERÚ. “XX convención de ingenieros de minas del Perú” “trabajos técnicos nacionales y nuevos proyectos de inversión minera” editado por edit. del Perú S.R.Ltda.- Lima de 1991.

ING. RENZO BEINGOLEA CHAVEZ. “Separata de preparación y presentación de proyectos de reemplazo de equipo” Abancay -2009.

ING. FÉLIX B. PRADO RAMOS. “control de operaciones mineras” editorial San Marcos Lima 1987.

ING. MAXIMO V. MAYTA LINO. “Maquinaria minera” Cusco-Perú.

ING. DARWIN D. LOAYZA ENCALADA. “Sostenimiento mecanizado en consorcio minero horizonte” Cusco -Perú, 2004.

M. Bustillo Rebuelta. “manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras” edición Madrid 1998.

CARLOS LOPES J. “Manual de perforación y voladura” edición de España de 1994.

CARLOS LOPES J. “Manual de túneles y obras subterráneas” edición madrid 1997.

CAMAC TORRES ALFREDO. “túneles texto guía” “confiabilidad de equipos, texto guía” edición 1998

COMPANIA MINERA CONDESTABLE “Visita Mina Ana María” lima 20 setiembre de 1994

INSTITUTO DE INGENIERÍA DE PERU “manual de ventilación de minas” edición de 1989.

ANEXOS

ANEXO N° 01

DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA (EMPLEADOS)

TC S/. / S : 2.7
SCTR

Ocupación	Sueldo 267	Domínical 50	Feridos 13	Vacación 30	D.Méd. 5	Gratificac. 60	Parcial	ESSALUD	Accidentes Trabajo	CTS 30	Parcial	Total S./mes	US \$/mes	US \$/HORA	% B.SOC.	Sueldo USS Sin Benef.
	%.	18.73	4.87	11.24	1.87	22.47	59.18	9.00	4.74	11.24	24.98					

Ingeniero Residente	4000.00	749.06	194.76	449.44	74.91	898.88	2367.04	573.03	301.80	550.44	1425.27	7792.31	2886.04	14.43	94.81	1481.48
Ingeniero Seguridad	3500.00	655.43	170.41	393.26	65.54	786.52	2071.16	501.40	264.07	481.63	1247.11	6818.27	2525.29	12.63	94.81	1296.30
Ingeniero Jefe de Zona	3000.00	561.80	146.07	337.08	56.18	674.16	1775.28	429.78	226.35	412.83	1068.95	5844.23	2164.53	10.82	94.81	1111.11
Ingeniero Jefe de Gdia	2500.00	468.16	121.72	280.90	46.82	561.80	1479.40	358.15	188.62	344.02	890.79	4870.19	1803.78	9.02	94.81	925.93
Topógrafo	2000.00	374.53	97.38	224.72	37.45	449.44	1183.52	286.52	150.90	275.22	712.63	3896.15	1443.02	7.22	94.81	740.74
Mecánico	2000.00	374.53	97.38	224.72	37.45	449.44	1183.52	286.52	150.90	275.22	712.63	3896.15	1443.02	7.22	94.81	740.74
Asistenta Social	1500.00	280.90	73.03	168.54	28.09	337.08	887.64	214.89	113.17	206.41	534.48	2922.12	1082.27	5.41	94.81	555.56
Administrador	1500.00	280.90	73.03	168.54	28.09	337.08	887.64	214.89	113.17	206.41	534.48	2922.12	1082.27	5.41	94.81	555.56

TOTAL

72.15

DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA (OBREROS)

TC S/. / S : 2.7

Ocupación	Jor-diario 267	Domínical 50	Feridos 13	Vacacion 30	D.Méd. 5	Gratificac. 60	Parcial	ESSALUD	Accidentes Trabajo	CTS 30	Parcial	Total S./TAR	US \$/TAR	US \$/HORA	% B.SOC.	C. tarea USS Sin Benef.
	%.	18.73	4.87	11.24	1.87	22.47	59.18	9.00	4.74	11.24	24.98					

Lider/Maestro	75.00	14.04	3.65	8.43	1.40	16.85	44.38	10.74	5.66	10.32	26.72	146.11	54.11	6.76	94.81	27.78
Mecánico/Eléctrico	50.00	9.36	2.43	5.62	0.94	11.24	29.59	7.16	3.77	6.88	17.82	97.40	36.08	4.51	94.81	18.52
Mecánico Perforadoras I	45.00	8.43	2.19	5.06	0.84	10.11	26.63	6.45	3.40	6.19	16.03	87.66	32.47	4.06	94.81	16.67
Winchero	45.00	8.43	2.19	5.06	0.84	10.11	26.63	6.45	3.40	6.19	16.03	87.66	32.47	4.06	94.81	16.67
Cargador/Desatador/(minero)	45.00	8.43	2.19	5.06	0.84	10.11	26.63	6.45	3.40	6.19	16.03	87.66	32.47	4.06	94.81	16.67
Tubero	45.00	8.43	2.19	5.06	0.84	10.11	26.63	6.45	3.40	6.19	16.03	87.66	32.47	4.06	94.81	16.67
Perforista jack leg/stoper (minero)	65.00	12.17	3.16	7.30	1.22	14.61	38.46	9.31	4.90	8.94	23.16	126.63	46.90	5.86	94.81	24.07
Ayudante jack leg/stoper (oficial)	60.00	11.24	2.92	6.74	1.12	13.48	35.51	8.60	4.53	8.26	21.38	116.88	43.29	5.41	94.81	22.22
Bodeguero	40.00	7.49	1.95	4.49	0.75	8.99	23.67	5.73	3.02	5.50	14.25	77.92	28.86	3.61	94.81	14.81
Peon de mina (operario)	40.00	7.49	1.95	4.49	0.75	8.99	23.67	5.73	3.02	5.50	14.25	77.92	28.86	3.61	94.81	14.81
Chofer	50.00	9.36	2.43	5.62	0.94	11.24	29.59	7.16	3.77	6.88	17.82	97.40	36.08	4.51	94.81	18.52
Motorista	60.00	11.24	2.92	6.74	1.12	13.48	35.51	8.60	4.53	8.26	21.38	116.88	43.29	5.41	94.81	22.22

TOTAL

55.92

No incluye utilidad, implementos y herramientas

ANEXO N° 02

COSTO EQUIPO SEGURIDAD POR GUARDIA

DETALLE	PRECIO U.	MANTEN.	DURACION	COSTO/GDIA	COSTO/HORA
	\$	%.	GDIAS	\$	\$
1 Botas de Jebe	25	0	75	0.33	0.042
3 Guantes de cuero	5.3	0	25	0.21	0.027
4 Correa portalámpara	9	0	150	0.06	0.008
5 Saco de Jebe	25	0	75	0.20	0.025
6 Pantalón de jebe	25	0	75	0.20	0.025
7 Protectores	17	0	300	0.06	0.007
9 Tapones auditivos	2.34	0	120	0.02	0.002
10 Respirador	47.24	0	120	0.39	0.049
11 Filtros respirador	0.9	0	1	0.90	0.113
12 Lámparas Mineras	90	100	600	0.30	0.038
13 Mamelucos	28	0	150	0.19	0.023
14 Ameses de Seguridad	8	0	150	0.05	0.007
15 Correa de seguridad	11	0	150	0.07	0.009
Costo promedio por hombre				2.99	0.374
POR CATEGORIAS					
Personal de perforación				2.86	0.358
Supervisores, operarios y ayudantes				2.46	0.308
Personal de tajeos y chimeneas				2.99	0.374

ANEXO 2.1

COSTO UNITARIO MANGUERAS, HERRAMIENTAS

LABORES CON PERFORADORAS MANUALES

	Costo \$/U	Duración gdias	Unidades/Labor	Costo/gdia
Martillo 6 lbs	14	150	1	0.09 \$
Llave stillson 18"	65	150	1	0.43 \$
Reducciones y válvulas (Jgo)	50	150	1	0.33 \$
Manguera de 1" diámetro 50 mts	150	150	1	1.00 \$
Manguera de 1/2" diámetro 50 mts	75	150	1	0.50 \$
Juego de Llaves	50	600	0.25	0.02 \$
			Sub-Total	2.38 \$
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			10 % del Sub-total	0.24 \$
Costo herramientas / Labor-gdia				2.62 \$

ANEXO N° 03

ANALISIS COSTOS MAQUINA PERFORADORA JACK LEG/STOPER

ANALISIS DE COSTOS REPUESTOS MAQUINA

Durante la vida de la máquina los repuestos se intercambian de la siguiente forma como mínimo:

Repuesto	Vida en PP	N° de cambios	Costo US\$	Costo Total US\$	% Incremento
Pistón	20000	4.0	200	800	10.93
Bocina o hexagonal	5000	19.0	70	1330	18.18
Chuck nut o Bronce grande	20000	4.0	80	320	4.37
Rifle nut o Bronce chico	5000	19.0	50	950	12.99
Front Cilinder Washer Liner o Guiador	20000	4.0	60	240	3.28
Juego de manilla de mandos	50000	1.0	150	150	2.05
Chuk o Portabocina	35000	2.0	180	360	4.92
Juego aletas, resortes y pines	10000	9.0	30	270	3.69
Side rods (tirantes y nuts)	20000	4.0	70	280	3.83
Water tube (aguja de agua)	3000	32.0	10	320	4.37
Juego de Accesorios grampa (Retainer)	50000	1.0	80	80	1.09
Valve	35000	2.0	75	150	2.05
Rifle bar	35000	2.0	150	300	4.10
Ratchet Ring	50000	1.0	70	70	0.96
Juego empaques barra avance	5000	19.0	35	665	9.09
Sub-total					85.91
Otros: Empaquetaduras, Orings, etc.	10	% del Sub-total			8.59
Total costo repuestos durante la vida de la máquina					94.50

ANALISIS DE COSTOS TRASLADO Y MANTENIMIENTO DE MAQUINA

La máquina se trasladará en su vida útil como mínimo

19 veces

La barra se trasladará en su vida útil como mínimo

19 veces

Labor a realizar	N° veces	Hrs trabajo	Costo horario US\$	Costo total US\$	% incremento
Traslado de labor-taller-labor (máquina+barra)	19	1.5	3.61	102.82	1.41
Mantenimiento (máquina)	19	2.5	4.51	214.20	2.93
Mantenimiento (barra)	19	1	4.51	85.68	1.17
Sub-total					5.50
Otros: Uso de herramientas, petróleo, grasas, etc	10	% del Sub-total			0.55
Total costo mantenim. durante la vida de la máquina					6.05

TOTAL INCREMENTO EN PORCENTAJE POR MANTENIMIENTO Y REPUESTOS **100.55**

Valor máquina perforadora	7316 \$
Vida útil aproximado	100000 PP
Mantenimiento y repuestos	100.55 %
Costo por pie perforado	0.15 \$

ANEXO N° 3.1

ANALISIS COSTOS BARRENOS

Costo Promedio de Barrenos de 3 y 4 pies	170 \$
Vida útil aproximado promedio considerando roturas, atoros e imprevistos	800 pp
Costo afilado barrenos (Mano de obra, afiladora y piedras)	15 %
Costo por pie perforado	0.25 \$

Costo Promedio de Barrenos de 5 pies	210 \$
Vida útil aproximado promedio considerando roturas, atoros e imprevistos	800 pp
Costo afilado barrenos (Mano de obra, afiladora y piedras)	15 %
Costo por pie perforado	0.31 \$

TOTAL COSTO POR PIE PERFORADO **0.71**

ANEXO N° 4

DATOS PARA LA DETERMINACION DEL COSTO HORARIO DE EQUIPOS

MAQUINA O EQUIPO	Valor K	Tasa Interes	Tasa Seguros	Manten. Y Reparacion	Consumo Combustible gl/hr	Consumo Lubricantes gl/hr	Consumo Grasas lb/hr	Vida Util Llantas Hrs	Costo Combustible \$/gl	Costo Lubricantes \$/gl	Costo Grasas \$/lb	Costo Llantas \$/jgo
Camioneta 4x4	0.00022	17.50%	4.00%	50%	2.00	0.063	0.010	1000	4.81	6.00	3.50	400.00
Ventiladores 10000CFM	0.00022	17.50%	2.50%	50%		0.003				6.00		
Bomba 67 lVseg	0.00022	17.50%	2.50%	50%		0.003				6.00		
Transformador 250KVA	0.00022	17.50%	2.50%	50%		0.003				6.00		
Instrumentos Topograficos	0.00025	17.50%		50%								
Winches neumaticos	0.00025	17.50%		50%			0.010				3.50	
Pala neumatica	0.00024	17.50%	2.50%	50%	0.00	0.200	0.050	1750	4.81	6.00	3.50	3000.00
Compresora	0.00024	17.50%	2.50%	50%	5.00	0.063	0.050	1750	4.81	6.00	3.50	300.00
Locomotora	0.00024	17.50%	2.50%	50%		0.063	0.050			6.00	3.50	
8 Carro minero	0.00025	17.50%	2.50%	50%				1750				300.00

ANEXO 06

CUADRO DE CALCULO DE CANTIDAD DE ANFO EN KLS/TALADRO

Densidad del ANFO suelto 0.80 gr/cc
 Densidad del ANFO confinado en taladro 0.95 gr/cc
 Longitud de cargaúo 70% de Longitud

Diámetro	Longitud de taladro perforado en pies																	
	5	5.5	6	6.5	7	7.5	8	8.5	9	9.5	10	10.5	11	11.5	12	12.5	13.5	14
30 mm	0.72	0.79	0.86	0.93	1.00	1.07	1.15	1.22	1.29	1.36	1.43	1.50	1.58	1.65	1.72	1.79	1.93	2.01
31 mm	0.76	0.84	0.92	0.99	1.07	1.15	1.22	1.30	1.38	1.45	1.53	1.61	1.68	1.76	1.84	1.91	2.07	2.14
32 mm	0.82	0.90	0.98	1.06	1.14	1.22	1.30	1.39	1.47	1.55	1.63	1.71	1.79	1.87	1.96	2.04	2.20	2.28
33 mm	0.87	0.95	1.04	1.13	1.21	1.30	1.39	1.47	1.56	1.65	1.73	1.82	1.91	1.99	2.08	2.17	2.34	2.43
34 mm	0.92	1.01	1.10	1.20	1.29	1.38	1.47	1.56	1.66	1.75	1.84	1.93	2.02	2.12	2.21	2.30	2.48	2.58
35 mm	0.98	1.07	1.17	1.27	1.37	1.46	1.56	1.66	1.76	1.85	1.95	2.05	2.15	2.24	2.34	2.44	2.63	2.73
36 mm	1.03	1.13	1.24	1.34	1.44	1.55	1.65	1.75	1.86	1.96	2.06	2.17	2.27	2.37	2.48	2.58	2.79	2.89
37 mm	1.09	1.20	1.31	1.42	1.53	1.63	1.74	1.85	1.96	2.07	2.18	2.29	2.40	2.51	2.62	2.72	2.94	3.05
38 mm	1.15	1.26	1.38	1.49	1.61	1.72	1.84	1.95	2.07	2.18	2.30	2.41	2.53	2.64	2.76	2.87	3.10	3.22
39 mm	1.21	1.33	1.45	1.57	1.69	1.82	1.94	2.06	2.18	2.30	2.42	2.54	2.66	2.78	2.91	3.03	3.27	3.39
40 mm	1.27	1.40	1.53	1.66	1.78	1.91	2.04	2.17	2.29	2.42	2.55	2.67	2.80	2.93	3.06	3.18	3.44	3.57
41 mm	1.34	1.47	1.61	1.74	1.87	2.01	2.14	2.27	2.41	2.54	2.68	2.81	2.94	3.08	3.21	3.35	3.61	3.75
42 mm	1.40	1.54	1.68	1.83	1.97	2.11	2.25	2.39	2.53	2.67	2.81	2.95	3.09	3.23	3.37	3.51	3.79	3.93
43 mm	1.47	1.62	1.77	1.91	2.06	2.21	2.35	2.50	2.65	2.80	2.94	3.09	3.24	3.39	3.53	3.68	3.97	4.12
44 mm	1.54	1.70	1.85	2.00	2.16	2.31	2.47	2.62	2.77	2.93	3.08	3.24	3.39	3.54	3.70	3.85	4.16	4.31
45 mm	1.61	1.77	1.93	2.10	2.26	2.42	2.58	2.74	2.90	3.06	3.22	3.38	3.55	3.71	3.87	4.03	4.35	4.51
46 mm	1.68	1.85	2.02	2.19	2.36	2.53	2.69	2.86	3.03	3.20	3.37	3.54	3.71	3.87	4.04	4.21	4.55	4.72
47 mm	1.76	1.93	2.11	2.29	2.46	2.64	2.81	2.99	3.16	3.34	3.52	3.69	3.87	4.04	4.22	4.40	4.75	4.92
48 mm	1.83	2.02	2.20	2.38	2.57	2.75	2.93	3.12	3.30	3.48	3.67	3.85	4.03	4.22	4.40	4.58	4.95	5.13
49 mm	1.91	2.10	2.29	2.48	2.68	2.87	3.06	3.25	3.44	3.63	3.82	4.01	4.20	4.40	4.59	4.78	5.16	5.35
50 mm	1.99	2.19	2.39	2.59	2.79	2.98	3.18	3.38	3.58	3.78	3.98	4.18	4.38	4.58	4.78	4.97	5.37	5.57

ANEXO 07

CUADRO DE TIEMPOS - CICLOS DE VIAJE CON LOCOMOTORA

1000 , 500 y 250

METROS DE DISTANCIA

Datos:	Unidad	Galerías	Galerías	Galerías
Velocidad promedio de equipo va	km/hr	4.75	4.75	4.75
Velocidad promedio de equipo co	km/hr	4.35	4.35	4.35
Distancia en estudio	m	1000.00	500.00	250.00
Minutos traslado vacío	min	12.63	6.31	3.16
Minutos traslado con carga	min	13.79	6.90	3.45
Minutos Carguío + imprevistos	min	10.23	10.23	10.23
Minutos descarga + imprevistos	min	8.23	8.23	8.23
Total Ciclo de trabajo	min	44.88	31.67	25.06

CUADRO DE PRODUCCION HORARIA DE EQUIPOS PARA UNA DISTANCIA DETERMINADA

Equipo	Locomotora	Locomotora	Locomotora
Marca	CLAYTON	CLAYTON	CLAYTON
Modelo			
Capacidad en yd ³ por carro	3.02	3.02	3.02
Factor llenado del carro	70%	70%	70%
Pe insitu material	2.45	2.45	2.45
Pe material roto (considerando factor esponjamiento 70%)	2.40	2.40	2.40
Capacidad Locomotora en m ³	16.18	16.18	16.18
Capacidad Locomotora en tm	27.18	27.18	27.18
Distancia en estudio	1000.00	500.00	250.00
Tiempo duración 1 ciclo en min en galerías horizontales	44.88	31.67	25.06
Ciclos por hora en galerías horizontales	1.34	1.89	2.39
Producción horaria en m³ en galerías horizontales	21.63	30.65	38.73

ANEXO N° 08

CUADRO DE TIEMPOS - CICLOS DE CARGUIO CON PALA NEUMATICA

10

METROS DE DISTANCIA

Datos:	Unidad	Galerías
Velocidad promedio de equipo vacío	km/hr	5.50
Velocidad promedio de equipo con carga	km/hr	4.00
Distancia en estudio	m	10.00
Mínutos traslado vacío	min	0.11
Mínutos traslado con carga	min	0.15
Mínutos Carguio + imprevistos	min	0.90
Mínutos descarga + imprevistos	min	0.90
Total Ciclo de trabajo	min	2.06

DRO DE PRODUCCION HORARIA DE EQUIPOS PARA UNA DISTANCIA DETERMIN

Equipo Marca Modelo	PALA NEUMATICA
	IMIM
	P-36
Capacidad en M3	0.15
Factor llenado	90%
Pe insitu material	2.45
Pe material roto (considerando factor esponjamiento 50%)	2.40
Capacidad Cuchara en m3	0.14
Capacidad Cuchara en tm	0.32
Distancia en estudio	10.00
Tiempo duración 1 ciclo en min en galerías horizontales	2.06
Ciclos por hora en galerías horizontales	24.28
Producción horaria en m3 en galerías horizontales	3.28

CUADRO DE TIEMPO DE UTILIZACION DE EQUIPO EN CARGUIO DE GALERIA

Equipo Marca Modelo	PALA NEUMATICA								
	IMIM								
	P-36								
Labor	Gradiente	Equipo	Ancho	Altura	Avance	Total m3	Factor	Total m3	hr. Limpieza
						Insitu	Esponja.	Roto	
GALERIA HORIZONTAL									
Galeria	0.5%	Jackleg	2.50	2.50	1.42	8.91	25%	11.13	3.40

*Horas de limpieza sin considerar traslados a labores

ANEXO 09

CUADRO DE TIEMPOS - CICLOS DE ARRASTRE CON WINCHE

25

METROS DE DISTANCIA

Datos:	Unidad	Galerías
Velocidad promedio de equipo vacío	km/hr	2.25
Velocidad promedio de equipo con carga	km/hr	2.00
Distancia en estudio	m	25.00
Minutos traslado vacío	min	0.56
Minutos traslado con carga	min	0.63
Minutos Carguío + imprevistos	min	0.90
Minutos descarga + imprevistos	min	0.90
Total Ciclo de trabajo	min	2.98

1hr. 50 min
1000m 1km.

ADRO DE PRODUCCION HORARIA DE EQUIPOS PARA UNA DISTANCIA DETERMINA

Equipo	WINCHE
Marca	
Modelo	Azadon
Capacidad en M3	0.22
Factor llenado	90%
Pe insitu material	2.45
Pe material roto (considerando factor esponjamiento 50%)	2.40
Capacidad Cuchara en m3	0.20
Capacidad Cuchara en tm	0.48
Distancia en estudio	25.00
Tiempo duración 1 ciclo en min en galerías horizontales	2.98
Ciclos por hora en galerías horizontales	16.78
Producción horaria en m3 en tajos de hasta 25 m	3.32

ADRO DE TIEMPO DE UTILIZACION DE EQUIPO EN ARRASTRE DE MINERAL EN TA

Equipo	WINCHE								
Marca									
Modelo	Azadon								
Labor	Gradiente	Equipo	Ancho	Altura	Avance	Total m3	Factor	Total m3	Tiempo
						Insitu	Esponja.	Roto	Hrs.
GALERIA HORIZONTAL									
111111	0.5%	1.23111	0.80	1.50	1.17	0.63	2.5%	2.06	0.62

* Horas de limpieza sin considerar traslados a labores

ANEXO N° 10
ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
GALERIA HORIZONTAL EN ROCA COMPETENTE

EMPRESA MINERA KORMINPA S.A.		FECHA ene-14	
PARTIDA:	Galería +0,5%	N° Taladro:	23 u
EQUIPOS:	JACKLEG / PALA NEUMATICA/LOCOM.	AVANCE:	1.42 ml
SECCION:	2.50 x 2.10 m2	VOLUM.:	11.13 m3 roto
NOTA: Distancia de limpieza incluida max.= 250 metros			u ml m3 roto

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL	TOTAL
						\$	\$	US\$/ML	US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA								
	Perforista	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	32.91		4.21
	Ayudante perforista	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	30.38		3.89
	Operador Scoop	0.350	h-h	2.80	4.06 \$/hr	11.36	7.97		1.02
	Tubero	0.250	h-h	2.00	4.06 \$/hr	8.12	5.70		0.73
	Bodeguero	0.250	h-h	2.00	3.61 \$/hr	7.22	5.06		0.65
	Jefe de Seguridad	0.125	h-h	1.00	12.63 \$/hr	12.63	8.86		1.13
	Jefe de Guardia	0.125	h-h	1.00	9.02 \$/hr	9.02	6.33		0.81
	Jefe de Zona	0.063	h-h	0.50	10.82 \$/hr	5.41	3.80	101.02	0.49
		3.163		25.30					
2.-	IMPLEMENTOS								
	Implementos personal perforación		h-h	16.00	0.36 \$/hr	5.72	4.02		0.51
	Implementos personal auxiliar		h-h	9.30	0.31 \$/hr	2.86	2.01	6.03	0.26
									0.00
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barrenos integrales		pp	115.00	0.25 \$/pp	28.75	20.18		2.58
	Barrenos integrales (Perf. Alcayatas)		pp	8.49	0.25 \$/pp	2.12	1.49		0.19
	Lubricantes		gln	0.25	6.00 \$/gl	1.50	1.05		0.13
	Herramientas		gdia	1.000	2.62 \$/gdia	2.62	1.84	24.56	0.24
4.-	EXPLOSIVOS								
	Dinamita de 7/8"		uni	20.00	0.16 \$/uni	3.20	2.25		0.29
	Anfo		kls	27.81	0.49 \$/kl	13.52	9.49		1.21
	Guias de seguridad		uni	20.00	0.38 \$/uni	7.60	5.33		0.68
	Mecha Rápida		mts	5.00	0.35 \$/m	1.75	1.23	18.29	0.16
5.-	EQUIPOS								
	Perforadora Jackleg		pp	115.00	0.15 \$/pp	17.25	12.11		1.55
	Pala Neumatica P-36		h-m	3.40	10.26 \$/hr	34.82	24.44		3.13
	Ventiladora 10.000 c.f.m.		h	8.00	0.42 \$/hr	3.37	2.37		0.30
	Perforadora Jackleg Alcayatas		pp	8.49	0.15 \$/pp	1.27	0.89	39.81	0.11
6.-	GASTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales y Administrativos		%	100.00	189.70 \$	189.70	189.70		17.04
	Contingencias		%	10.00	189.70 \$	18.97	18.97		1.70
								208.67	
TOTAL COSTO METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/M-L)								398.37	
TOTAL COSTO TONELADA METRCA EN DOLARES (US\$/TM)									17.56

ANEXO N° 11
ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
CHIMENEA SIMPLE 1
HASTA 25 METROS

EMPRESA MINERA KORMINPA				FECHA	ene-14	
PARTIDA:	Chimenea simple			N° Taladro	18 u	u
EQUIPOS:	Stoper			AVANCE:	1.22 ml	ml
SECCION:	1.50	x	1.50	VOLUM.:	3.43 m3 roto	m3 roto
Incluye colocación de puntales de avance						

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL	TOTAL
						\$	\$	US\$/ML	US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA								
	Perforista	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	38.47		13.68
	Ayudante perforista	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	35.51		12.62
	Tubero	0.063	h-h	0.50	4.06 \$/hr	2.05	1.68		0.60
	Bodeguero	0.063	h-h	0.50	3.61 \$/hr	1.82	1.49		0.53
	Jefe de Seguridad	0.125	h-h	1.00	12.63 \$/hr	12.63	10.36		3.68
	Jefe de Guardia	0.125	h-h	1.00	9.02 \$/hr	9.02	7.40		2.63
	Jefe de Zona	0.063	h-h	0.50	10.82 \$/hr	5.41	4.44	99.33	1.58
		2.439		19.51					
2.-	IMPLEMENTOS								
	Implementos personal perforación		h-h	16.00	0.37 \$/hr	5.98	4.90		1.74
	Implementos personal auxiliar		h-h	3.51	0.37 \$/hr	1.31	1.07	5.98	0.38
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barrenos integrales		pp	90.00	0.25 \$/pp	22.50	18.45		6.56
	Lubricantes		gln	0.25	6.00 \$/gl	1.50	1.23		0.44
	Herramientas		gdia	1.000	2.62 \$/gdia	2.62	2.15	21.83	0.76
4.-	EXPLOSIVOS								
	Dinamita de 7/8"		uni	17.00	0.16 \$/uni	2.72	2.23		0.79
	Anfo		kls	23.64	0.49 \$/kl	11.49	9.42		3.35
	Guías de seguridad		uni	17.00	0.38 \$/uni	6.46	5.30		1.88
	Mecha Rápida		mts	2.50	0.35 \$/m	0.88	0.72	17.67	0.26
5.-	EQUIPOS								
	Perforadora Stoper		pp	90.00	0.15 \$/pp	13.50	11.07		3.94
	Pala Neumatica P-36		h-m	3.40	10.26 \$/hr	34.82	28.56	41.02	10.16
	Ventiladora 10.000c.f.m		h	4.00	0.42 \$/hr	1.69	1.38		0.49
6.-	GASTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales y Administrativos		%	100.00	144.82 \$	144.82	144.82		42.23
	Contingencias		%	0.00	185.84 \$	0.00	0.00		
							144.82		
TOTAL COSTO METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/M-L)								330.65	
TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES (US\$/TM)									44.21

ANEXO Nº 12
ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
MINADO CON CUADRADOS DE MADERA (CASO 1)

EMPRESA MINERA KORMINPA S.A.					FECHA	ene-14	
PARTIDA:		ROTURA TAJEOS + MADERA			Nº Taladro:	25 u	
EQUIPOS:		STOPER / WINCHE/LOCOMOTORA			AVANCE:	1.29 ml	
AREA DE DISPARO:		0.80 x 1.50 m2			VOLUM.:	1.55 m3	
NOTA : Distancia de limpieza incluida max.= 25 metros					Vol.roto:	2.09 m3	
ITEM DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/M3
1.- MANO DE OBRA							
Perforista	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	22.46	
Ayudante	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	20.73	
Operador Winche	0.500	h-h	4.00	4.06 \$/hr	16.23	7.77	
Enmaderador (Puntales linea, andamios)	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	22.46	
Ayudante Enmaderador	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	20.73	
Tubero	0.125	h-h	1.00	4.06 \$/hr	4.06	1.94	
Bodeguero, Traslado Madera	0.063	h-h	0.50	3.61 \$/hr	1.80	0.86	
Jefe de Seguridad	0.063	h-h	0.50	12.63 \$/hr	6.36	3.05	
Jefe de Guardia	0.125	h-h	1.00	9.02 \$/hr	9.02	4.32	
Ingeniero Jefe de Zona	0.063	h-h	0.50	10.82 \$/hr	5.45	2.61	106.95
	4.939		39.51				
2.- IMPLEMENTOS							
Implementos personal perforación		h-h	16.00	0.37 \$/hr	5.98	2.86	
Implementos personal auxiliar		h-h	23.51	0.37 \$/hr	8.78	4.21	7.07
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
Barrenos integrales		pp	125.000	0.25 \$/pp	31.25	14.97	
Lubricantes		gln	0.250	6.00 \$/gl	1.50	0.72	
Herramientas		gdia	1.500	2.62 \$/gdia	3.93	1.88	17.57
4.- EXPLOSIVOS							
Dinamita de 7/8"		uni	25.00	0.16 \$/uni	4.00	1.92	
Anfo		kls	34.77	0.49 \$/kl	16.90	8.09	
Guias de seguridad		uni	25.00	0.38 \$/uni	9.50	4.55	
Mecha Rápida		mts	18.00	0.35 \$/m	6.30	3.02	17.58
5.- EQUIPOS							
Perforadora Stoper		pp	125.00	0.15 \$/pp	18.75	8.98	
Winche Neumatico		h-m	3.37	0.88 \$/hr	2.98	1.42	11.21
Ventiladora 10,000 c.f.m.		h	4.00	0.42 \$/hr	1.69	0.81	
6.- GASTOS INDIRECTOS							
Gastos Generales		%	100.00	160.37 \$	160.37	76.81	
Contingencias		%	10.00	160.37 \$	16.04	7.68	84.49
TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES USS							244.86
TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES USS							99.94
PRODUCCION TONELADA POR DI. 2 Frentes / 2 disp./fret 4disp. /Gt 8disp./Dia.							30.31
PRODUCCION TONELADA POR MES							757.86

ANEXO N° 13
ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
TAJEOS CORTE Y RELLENO ASCEDENTE SELECTIVO (caso 2)

EMPRESA MINERA KORMINPA S.A.				FECHA feb-14
PARTIDA:	ROTURA TAJEOS +RELLENO			N° Taladro 25 u
EQUIPOS:	STOPER / Winche Neumatico			AVANCE: 1.32 ml
AREA DE DISPARO:	0.80	x	1.50	VOLUM.: 1.58 m3
Microscop/Tolvas/Locomotora			m2	Vol.roto: 1.98 m3

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA							
	Perforista	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	23.73	
	Ayudante	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	21.91	
	Emmaderador	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	23.73	
	Ayudante de emmaderador	0.500	h-h	4.00	5.41 \$/hr	21.65	10.95	
	Operador Winche (Limpieza y relleno)	1.000	h-h	8.00	4.06 \$/hr	32.47	16.43	
	Bodeguero/traslado de madera	0.500	h-h	4.00	3.61 \$/hr	14.43	7.30	
	Jefe de Seguridad	0.200	h-h	1.60	12.63 \$/hr	20.20	10.22	
	Jefe de Guardia	0.250	h-h	2.00	9.02 \$/hr	18.04	9.13	
	Ingeniero Jefe de Zona	0.125	h-h	1.00	10.82 \$/hr	10.82	5.48	128.87
		5.575		44.60				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	16.00	0.37 \$/hr	5.98	3.02	
	Implementos personal auxiliar		h-h	28.60	0.37 \$/hr	10.68	5.41	8.43
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Barrenos integrales		pp	125.000	0.25 \$/pp	31.25	15.81	
	Lubricantes		gln	0.250	6.00 \$/gl	1.50	0.76	
	Herramientas		gdia	1.000	2.62 \$/gdia	2.62	1.33	17.90
4.-	EXPLOSIVOS							
	Dinamita de 7/8"		uni	25.00	0.13 \$/uni	3.25	1.64	
	Anfo		kls	34.77	0.47 \$/kl	16.34	8.27	
	Guías de seguridad		uni	25.00	0.39 \$/uni	9.75	4.93	
	Mecha Rápida		mts	10	0.28 \$/m	2.80	1.42	16.26
5.-	EQUIPOS							
	Perforadora Stoper		pp	125.00	0.15 \$/pp	18.75	9.49	
	Winche Neumatico		h-m	3.19	0.88 \$/hr	2.82	1.42	12.62
	Ventiladora 10,000 c.f.m		h	8.00	0.42 \$/hr	3.37	1.71	
6.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales		%	100.00	171.47 \$	171.47	86.76	
	Contingencias		%	10.00	184.08 \$	18.41	9.31	96.08
TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES US\$								280.16
TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES US\$								114.35

PRODUCCION TONELADA POR D 2 frentes . 2 disp./frente 4disp./Gd 8disp./Dia.

30.99

PRODUCCION TONELADA POR MES

774.70

ANEXO N° 14
ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
EVACUACION DE CARGA CON LOCOMOTORAS

EMPRESA MINERA KORMINPA S.A.		FECHA:	feb-14
PARTIDA:	EVACUACION CARGA CON LOCOMOTORA	Distancia:	500.00 mts
EQUIPOS:	LOCOMOTORA CLAYTON EMYSA	Vol.jalado:	74.75 m3 roto
	JALA 07 CARROS DE 2.1x1.10x1.0	Vol.Instru:	55.37 m3

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNL	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA							
	Motorista	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	0.78	
	Ayudante Motorista	1.000	h-h	8.00	3.61 \$/hr	28.86	0.52	
	Jefe de Seguridad	0.042	h-h	0.33	12.63 \$/hr	4.21	0.08	
	Jefe de Guardia	0.042	h-h	0.33	9.02 \$/hr	3.01	0.05	1.43
		2.083		16.67				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal		h-h	16.67	0.31 \$/hr	5.13	0.09	0.09
3.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales y Administrativos		%	100.00	1.53 \$	1.53	1.53	
	Contingencias		%	10.00	1.53 \$	0.15	0.15	1.68

TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES (US\$/M3)	3.20
--	-------------

ANEXO N° 15
ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
INSTALACION DE SPLIT SET

	EMPRESA MINERA KORMINPA S.A.	FECHA feb-14
PARTIDA:	INSTALACION DE SPLIT SET	
EQUIPOS:	JACKLEG	
Taladros por guardia:	22:00 (Perforación)	
Pernos instalados:	22:00 (Split Set)	

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/UNI
1.-	MANO DE OBRA							
	Perforista	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	2.13	
	Ayudante perforista	1.000	h-h	8.00	5.41 \$/hr	43.29	1.97	
	Tubero	0.063	h-h	0.50	4.06 \$/hr	2.03	0.09	
	Ayudante (Traslado Split Set)	0.500	h-h	4.00	3.61 \$/hr	14.43	0.66	
	Jefe de Seguridad	0.063	h-h	0.50	12.63 \$/hr	6.31	0.29	
	Jefe de Guardia	0.125	h-h	1.00	9.02 \$/hr	9.02	0.41	
	Jefe de Zona	0.063	h-h	0.50	10.82 \$/hr	5.41	0.25	5.79
		2.813		22.50				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	16.00	0.36 \$/hr	5.72	0.26	
	Implementos personal auxiliar		h-h	6.50	0.31 \$/hr	2.00	0.09	0.35
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Barrenos integrales		pp	110.00	0.25 \$/pp	27.50	1.25	
	Lubricantes		gln	0.25	6.00 \$/gl	1.50	0.07	
	Herramientas		gdia	1.000	2.62 \$/gdia	2.62	0.12	1.44
4.-	EQUIPOS							
	Perforadora Jackleg		pp	110.00	0.15 \$/pp	16.50	0.75	
	Adaptador		pp	110.00	0.03 \$/pp	3.12	0.14	0.89
5.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales y Administrativos		%	100.00	8.47 \$	8.47	8.47	
	Contingencias		-%	10.00	-8.47 \$	-0.85	-0.85	9.32

COSTO INSTALACION POR UNIDAD SPLIT SET (US\$/UNI)	17.79
--	--------------

ANEXO Nº 16

**ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
TAREA ADMINISTRATIVA**

EMPRESA MINERA KORMINPA S.A.		FECHA	feb-14
AREA	TAREA ADMINISTRATIVA		
Rendimientos:	1.00 Tarea/Gdia		

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/TAREA
1.-	MANO DE OBRA							
	Perforista	1.000	h-h	8.00	5.86 \$/hr	46.90	46.90	46.90
		1.000		8.00				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	8.00	0.36 \$/hr	2.86	2.86	2.86
3.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales y Administrativos		%	1.00	49.76 \$	0.50	0.50	
	Contingencias		%	0.00	49.76 \$	0.00	0.00	
								0.50

COSTO POR TAREA ADMINISTRATIVA (US\$/TA)	50.26
COSTO POR TAREA ADMINISTRATIVA (US\$/TM)	3.24
COSTO POR TAREA ADMINISTRATIVA (US\$/MES)	1,256.44
COSTO POR TAREA ADMINISTRATIVA (US\$/ANUAL)	15,077.28

ANEXO N° 17

RESUMEN

TARIFAS DE LABORES MINERAS - PLANEAMIENTO MEDIANO y LARGO PLAZO

					AÑOS		
					MEDIANO PLAZO	LARGO PLAZO	
					2014		2016
Item	Labor	Sección	Observaciones	Unidad	Costo Unitario US\$	Costo Unitario US\$	Costo Unitario US\$
					Directo	Directo	
1	Galería	2,50 x 2,10	Jackleg/Pala Neuma	US\$/m	398.37	408.72	419.35
2	Chimenea Simple 0 - 25 m.	1,50 x 1,50	Stoper	US\$/m	330.65	339.25	348.07
3	Minado con cuadros de madera CASO	0.80 x 1.50	Stoper/Winche	US\$/tm	99.94	102.54	105.21
4	Tajeo Corte y Relleno ascendente sele	0.80 x 1.50	Stoper/Winche	US\$/tm	114.35	117.32	120.37
5	Evacuacion de Carga	500 m	Locomotoras	US\$/M3	3.20	3.29	3.37
6	Insxtalación de Split Set.	22 Tal.	Jackleg	US\$/UNI	17.79	18.25	18.73
La inflación promedio anual asumida es:					2.6%		

PLANOS