

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



“ESTUDIO DE FACTIBILIDAD DEL YACIMIENTO AURIFERO NICO”

TESIS
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

MARIO DANIEL MANRIQUE CANALES

Lima - Perú
2012

DEDICATORIA

El presente trabajo está dedicado a mi madre Roxana que es la mujer más extraordinaria que he conocido y la cual toda la vida ha estado a mi lado, brindándome su amor y su apoyo incondicional, también a mi padre Oscar que siempre está presente brindándonos su apoyo en los momentos más difíciles, a mi abuelo Goyo quien fue mi padre durante mis primeros años de vida y fue la primera persona que me dijo que me convertiría en ingeniero, a mi abuela Elva que me crio durante los primeros años de mi vida y siempre está presente cuando la necesitamos, a mis tíos Gino y Mónica por brindarme su hogar y su cariño mientras estudiaba en la universidad, a mi amada Johanna que es la mujer con la que comparto mi vida y siempre está presente en todo momento dándome su apoyo y su amor; y a mis amadas hijas Fátima e Ysabel, las cuales se han convertido en mi motivo principal de vida y superación.

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento muy especial al Ing. Jorge Vargas Fernández por darme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente en su empresa, por todas sus enseñanzas y por la amistad que siempre me ha brindado, también quiero agradecer al Ing. Raúl Castro Aleman el cual con su perseverancia me ha enseñado que por más pequeña que sea la empresa, se puede crear una mina eficiente y productiva.

RESUMEN

El Proyecto que se desea sustentar, es un estudio de factibilidad de un yacimiento que está formado por vetas angostas de oro, de potencias que varían entre 10 a 60 cm aproximadamente y de leyes relativamente buenas. Este Yacimiento se encuentra ubicado en la concesión “Capacho de Oro I”, perteneciente a la empresa “Minera Vicus SAC”. Esta concesión, está ubicada en la provincia de Barranca, a 30km aproximadamente del distrito de Supe y a una altitud que varía entre los 500 a 800 msnm.

Como ya se mencionó, este proyecto de tesis, trata de sustentar la factibilidad de la exploración y explotación de la Veta Nico, por métodos y técnicas sencillas y sobre todo buscando realizar los mínimos gastos posibles, debido a que somos una empresa pequeña y con recursos limitados. Es un proyecto pequeño, debido a que se busca producir de esta veta, solo 14 toneladas día, de mineral de buena ley de oro, y poder ampliar y duplicar el tonelaje tratado por nuestra pequeña planta CIP.

Debido a nuestro conocimiento de la zona, y a la experiencia con la explotación de vetas angostas de oro, y sabiendo que nuestra concesión siempre se ha caracterizado por tener vetas de altos contenidos de oro, es que me he decidido a realizar este proyecto. También aprovechando el alto precio del oro y las buenas proyecciones económicas.

A la vez mediante este trabajo deseo mostrar, que las empresas peruanas de recursos limitados, también pueden hacer una minería eficiente y con responsabilidad social.

Por la complejidad de las vetas auríferas, las cuales son del tipo rosario, es necesario tener la mayor cantidad de datos, para poder generar un block, lo más representativo posible y escoger el método de explotación que nos brinde mayor seguridad, mayor producción y menor costo. Es por esto que nuestro problema engloba primeramente, el conocimiento de la zona y de la veta, la experiencia adquirida en el trabajo con vetas similares, el conocimiento y la disponibilidad de los recursos de la empresa y por último la toma de las decisiones más correctas, para generar la máxima rentabilidad y demostrar que el empresario peruano, también puede hacer “Minería Eficiente y Responsable”.

La metodología a seguir para el desarrollo de este Proyecto es:

Levantamiento de información de campo: Levantamiento topográfico, precisando la ubicación de carreteras, ríos, afloramientos de estructuras mineralizadas, áreas pobladas, áreas de cultivo, etc. Muestreo Geológico por ranurado discontinuo de las

estructuras mineralizadas, tanto en superficie como en labores antiguas de exploración.

Tratamiento y proceso de la información de campo, cálculos de las reservas, diseño del método de explotación y diseño de mina, definición de las operaciones unitarias de minado, cálculos de los costos de las diferentes etapas de trabajo. Uso de material bibliográfico concerniente a yacimientos auríferos, explotación, tratamiento y comercialización del oro, planos geográficos, geológicos, fotografías aéreas, etc.

INDICE

	PAG.Nº
CAPITULO I	1
1. ASPECTOS GENERALES	1
1.1.INTRODUCCION	1
1.2.UBICACIÓN Y ACCESO	2
1.2.1. Topografía de la zona	4
1.2.2. Condiciones climatológicas	7
1.2.3. Recursos animales y vegetales	7
1.2.4. Recursos hídricos y potencial hidrológico	11
1.2.5. Poblados cercanos	12
1.3.INFRAESTRUCTURA EXISTENTE	13
1.3.1. Carreteras	13
1.3.2. Redes de corriente eléctrica	14
1.4.PROPIEDAD MINERA	14
CAPITULO II	17
2. GEOLOGIA	17
2.1.GEOMORFOLOGIA	17
2.2.GEOLOGIA REGIONAL	18

2.3.GEOLOGIA HISTORICA	20
2.3.1. Estratigrafía regional del área	21
2.3.2. Edad y correlación	23
2.3.3. Geología estructural	23
2.3.4. Rocas intrusivas	25
2.3.4.1.Facies de Puscao	27
2.3.4.2.Petrografía	28
2.4.GEOLOGIA LOCAL	31
2.4.1. Aspectos litológicos	32
2.4.2. Zonas mineralizadas	33
2.4.3. Geología económica	34
2.4.4. Tamaño y forma del Yacimiento	49
2.4.5. Normas y criterios de cubicación	50
2.4.6. Ley media	51
2.4.7. Presencia de minerales contaminantes o castigados	53
CAPITULO III	54
3. ESTUDIO DE MERCADO	54
3.1.EL ORO	54
3.2.APLICACIONES	56
3.3.SIMBOLOGIA DEL ORO	59
3.4.ROL EN LA BIOLOGIA	60
3.5.COMPUESTOS	61
3.6.ABUNDANCIA Y OBTENCION	63
3.7.VALORIZACION DEL ORO Y TENDENCIA EN EL MERCADO MUNDIAL	65
3.8.CUADRO ESTADISTICOS	67
CAPITULO IV	70
4. ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL	70

4.1.MARCO LEGAL GENERAL	70
4.2.PERMISOS Y AUTORIZACIONES OBTENIDOS Y EN TRAMITE	72
4.2.1. Concesiones mineras y planta de beneficio	72
4.2.2. Tierras superficiales	72
4.2.3. Evaluación Ambiental-Proyecto de Exploración Minera Capacho de Oro I	72
4.2.4. Certificado ambiental y clasificación del proyecto	72
4.2.5. Otras autorizaciones	73
4.3.INFORMACION DE LINEA BASE AMBIENTAL	73
4.3.1. Medio ambiente físico	73
4.3.2. Medio ambiente biológico	77
4.3.3. Medio ambiente social, económico y cultural	79
4.3.4. Ambiente de interés humano	79
4.3.5. Identificación y consulta a los grupos de interés	80
4.4.INSTALACIONES	82
4.4.1. Instalación de manejo de residuos	82
4.4.2. Instalaciones de manejo de aguas	94
4.5.IDENTIFICACION Y EVALUACION DE IMPACTOS AMBIENTALES	95
4.5.1. Descripción de los impactos identificados	96
4.5.2. Identificación de impactos generados por el proyecto	96
4.5.3. Identificación de los componentes sociales	96
4.5.4. Evaluación cualitativa de los impactos	97
4.6.PLAN DE MANEJO AMBIENTAL	98
4.6.1. Plan de manejo ambiental	98
4.6.2. Plan de monitoreo	100
4.6.3. Plan de manejo social	100
4.7.PLAN DE CONTINGENCIA	101

4.7.1. Características del plan de contingencia	101
4.7.2. Tareas del comité del plan de contingencia	101
4.7.3. Organización del equipo de respuesta	102
4.7.4. Equipo necesario	102
4.7.5. Contingencias potenciales	102
4.7.6. Etapas de actuación	103
4.7.7. Plan de acción	104
4.8.PLAN DE CIERRE	104
4.8.1. Abandono o cierre temporal	104
4.8.2. Abandono o cierre total	105
4.9.ANALISIS COSTO BENEFICIO	106
4.9.1. Introducción	106
4.9.2. Índice de calidad ambiental	106
4.9.3. Resultado	107
CAPITULO V	108
5. MINERIA	108
5.1.INTRODUCCION	108
5.2.DISEÑO DE MINA	111
5.2.1. Elementos básicos para el diseño de mina	111
5.2.2. Parámetros del diseño	112
5.2.3. Transporte de mineral en superficie	113
5.2.4. Galerías de acceso	114
5.2.5. Parámetros de galería	115
5.2.6. Labores de seguridad y ventilación	116
5.2.7. Acarreo	117
5.2.8. Determinación de los límites por sectores y por tajo	118
5.3.METODOS DE EXPLOTACION	120
5.3.1. Elección del método de explotación	120

5.3.2. Consideraciones técnicas en el diseño del tajeo	125
5.3.3. Descripción del método de explotación	125
5.3.3.1.Principios generales	125
5.3.3.2.Preparación del tajeo	126
5.3.3.3.Perforación	128
5.3.3.4.Limpieza de mineral en el tajeo	132
5.3.3.5.Construcción de tolvas	132
5.3.3.6.Rellenos	132
5.3.3.7.Ciclo de producción	134
5.3.4. Características generales del método de explotación a utilizar considerando sus variantes	135
5.4.OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO	138
5.4.1. Gestión de la seguridad e higiene minera	138
5.4.1.1.Términos y conceptos	139
5.4.1.1.1. Peligro	139
5.4.1.1.2. Riesgo	141
5.4.1.1.3. Incidente o casi accidente	142
5.4.1.1.4. Accidente	143
5.4.1.2.Riesgos y clases	144
5.4.1.2.1. Clases de riesgos	144
5.4.1.3.IPERC	147
5.4.1.3.1. Identificación de peligros	147
5.4.1.3.2. Evaluación de riesgos	149
5.4.1.4.Elementos del sistema de gestión	151
5.4.1.4.1. Política de seguridad y salud ocupacional	152
5.4.1.4.2. Planificación	153
5.4.1.4.3. Implementación y operación	155
5.4.1.5.Herramientas de control de riesgos	158
5.4.2. Perforación	165
5.4.2.1.Teoría de las caras libres	166

5.4.2.2.Cortes o arranques	167
5.4.2.3.Perforación de frontones para el yacimiento de la veta Nico	179
5.4.2.4.Perforación de galería para el yacimiento de la veta Nico	187
5.4.2.5.Perforación de chimeneas para el yacimiento de la veta Nico	188
5.4.2.6.Perforación de subniveles para el yacimiento de la veta Nico	190
5.4.2.7.Perforación de los tajeos para el yacimiento de la veta Nico	191
5.4.2.8.Control y mantenimiento de las perforadoras, de las barras cónicas y brocas	192
5.4.2.9.Compresores	192
5.4.3. Voladura	194
5.4.3.1.Explosivos y accesorios de voladura	196
5.4.3.2.Cálculo de parámetros	201
5.4.4. Extracción	202
5.4.4.1.Equipo de carguío	220
5.4.4.2.Equipo de acarreo	230
5.4.4.3.Tolvas de recepción y descarga de mineral	230
5.4.4.4.Procedimiento de extracción	230
5.4.5. Preparación y/o sostenimiento	232
CAPITULO VI	239
6. PROCESO METALURGICO	239
6.1.LEY DE CABEZA	240
6.2.BALANCE METALURGICO	242
6.3.DESCRIPCION DEL PROCESO	242

6.4.UBICACIÓN DE RELAVES	246
CAPITULO VII	247
7. PLANEAMIENTO E INFRAESTRUCTURA PROYECTADA	247
7.1.ASPECTOS TEORICOS	247
7.2.OBJETIVOS DE LA PLANIFICACION	248
7.3.CICLO DE PLANEAMIENTO	248
7.4.CRONOGRAMA GENERAL DEL PROYECTO	251
7.5.RECURSOS HUMANOS	254
CAPITULO VIII	256
8. COSTOS	256
8.1.INVERSION INICIAL PARA PONER EN OPERACIÓN EL PROYECTO	256
8.2.COSTOS DE OPERACIÓN	258
8.2.1. Costo unitario de la mano de obra	258
8.2.2. Costo de equipo de protección personal	260
8.2.3. Costo por pie perforado de máquina perforadora Seco 250S, barras cónicas y brocas descartables	261
8.2.4. Costo horario de equipos	262
8.3.COSTO GALERIA NICO SUR	263
8.3.1. Costo de perforación	263
8.3.2. Costo de voladura	265
8.3.3. Costo de ventilación, aire comprimido, desatado y regado	267
8.3.4. Costo de limpieza y acarreo	269
8.3.5. Costo instalación de servicios aire y agua	271
8.3.6. Costo de instalación de rieles	272

8.3.7. Costo en US\$ por metro de avance de la Galería Nico Sur	274
8.3.8. Costo en US\$ por tonelada de mineral producido por la Galería Nico Sur	274
8.3.9. Costo total de la Galería Nico Sur y tonelaje total que produce	275
8.4.COSTO CHIMENEA NICO SUR	276
8.4.1. Costo de perforación	276
8.4.2. Costo de voladura	278
8.4.3. Costo de preparación	279
8.4.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	281
8.4.5. Costo de limpieza de mineral	283
8.4.6. Costo de instalación de servicios de aire y agua	285
8.4.7. Costo en US\$ por metro de chimenea	286
8.4.8. Costo en US\$ por tonelada producida en las chimeneas Nico Sur	287
8.4.9. Costo total de las chimeneas Nico Sur y el tonelaje total que producen	287
8.5.COSTO SUBNIVEL NICO SUR	288
8.5.1. Costo de perforación	288
8.5.2. Costo de voladura	290
8.5.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	291
8.5.4. Costo de limpieza de mineral	293
8.5.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua	295
8.5.6. Costo en US\$ por metro de avance	296
8.5.7. Costo en US\$ por tonelada producida	297
8.5.8. Costo total del Subnivel Nico Sur y el tonelaje total	297

que produce	
8.6.COSTO CORTADA NICO NORTE	298
8.6.1. Costo de perforación	298
8.6.2. Costo de voladura	300
8.6.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	301
8.6.4. Costo de limpieza	303
8.6.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua	305
8.6.6. Costo de instalación de rieles	306
8.6.7. Costo en US\$ por metro de la Cortada Nico Norte	308
8.6.8. Costo total de la Cortada Nico Norte	308
8.7.COSTO DE LAS GALERIAS NICO NORTE	309
8.7.1. Costo de perforación	309
8.7.2. Costo de voladura	311
8.7.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	312
8.7.4. Costo de limpieza	314
8.7.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua	316
8.7.6. Costo de instalación de rieles	317
8.7.7. Costo en US\$ por metro	319
8.7.8. Costo total en US\$ por tonelada producida	319
8.7.9. Costo total de las Galerías Nico Norte y el tonelaje total que producen	320
8.8.COSTO DE LAS CHIMENEAS NICO NORTE	321
8.8.1. Costo de perforación	321
8.8.2. Costo de voladura	323
8.8.3. Costo de preparación	324
8.8.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	326

8.8.5. Costo de limpieza	328
8.8.6. Costo de instalación de servicios de aire y agua	330
8.8.7. Costo total en US\$ por metro	331
8.8.8. Costo total en US\$ por tonelada producida	332
8.8.9. Costo total de las chimeneas Nico Norte y el tonelaje total que producen	332
8.9.COSTO DE LOS SUBNIVELES NICO NORTE	333
8.9.1. Costo de perforación	333
8.9.2. Costo de voladura	335
8.9.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	336
8.9.4. Costo de limpieza	338
8.9.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua	340
8.9.6. Costo total en US\$ por metro	341
8.9.7. Costo total en US\$ por tonelada producida	342
8.9.8. Costo total de los subniveles Nico Norte y el tonelaje total producido	342
8.10. COSTO DE LAS TOLVAS NICO	343
8.10.1. Costo de perforación	343
8.10.2. Costo de voladura	345
8.10.3. Costo de preparación	346
8.10.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	348
8.10.5. Costo de limpieza	349
8.10.6. Costo total en US\$ por metro	351
8.10.7. Costo total en US\$ por tonelada producida	351
8.10.8. Costo total de las tolvas Nico y el tonelaje total producido	352
8.11. COSTOS DE LOS TAJEOS NICO	353
8.11.1. Costo de perforación	353

8.11.2. Costo de voladura	355
8.11.3. Costo de preparación	356
8.11.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado	358
8.11.5. Costo de limpieza	360
8.11.6. Costo total en US\$ por metro	361
8.11.7. Costo total en US\$ por tonelada producida	362
8.11.8. Costo total de los tajos Nico y el tonelaje total producido	362
 CAPITULO IX	 363
9. ANALISIS ECONOMICO	363
9.1.INVERSION INICIAL	363
9.2.INVERSION EN EL 2° AÑO DE OPERACIÓN	363
9.3.COSTOS DE OPERACIÓN MINA	364
9.3.1. Costos totales y tonelajes producidos por todas las labores de la zona de Nico	364
9.3.2. Costo en US\$ por tonelada producida para el proyecto Nico	365
 9.4.COSTO DE TRANSPORTE DE MINERAL MINA- PLANTA	 365
9.5.COSTO DE PLANTA CIP	365
9.6.DATOS METALURGICOS IMPORTANTES PARA LA EVALUACION DEL PROYECTO	366
9.7.VIDA DE LA MINA	366
9.8.TIEMPO DE OPERACIÓN DE LA PLANTA CIP	366
9.9.VAN DEL PROYECTO	366
CONCLUSIONES	377

RECOMENDACIONES	380
BIBLIOGRAFIA	382

CAPITULO I

1. ASPECTOS GENERALES

1.1 INTRODUCCIÓN

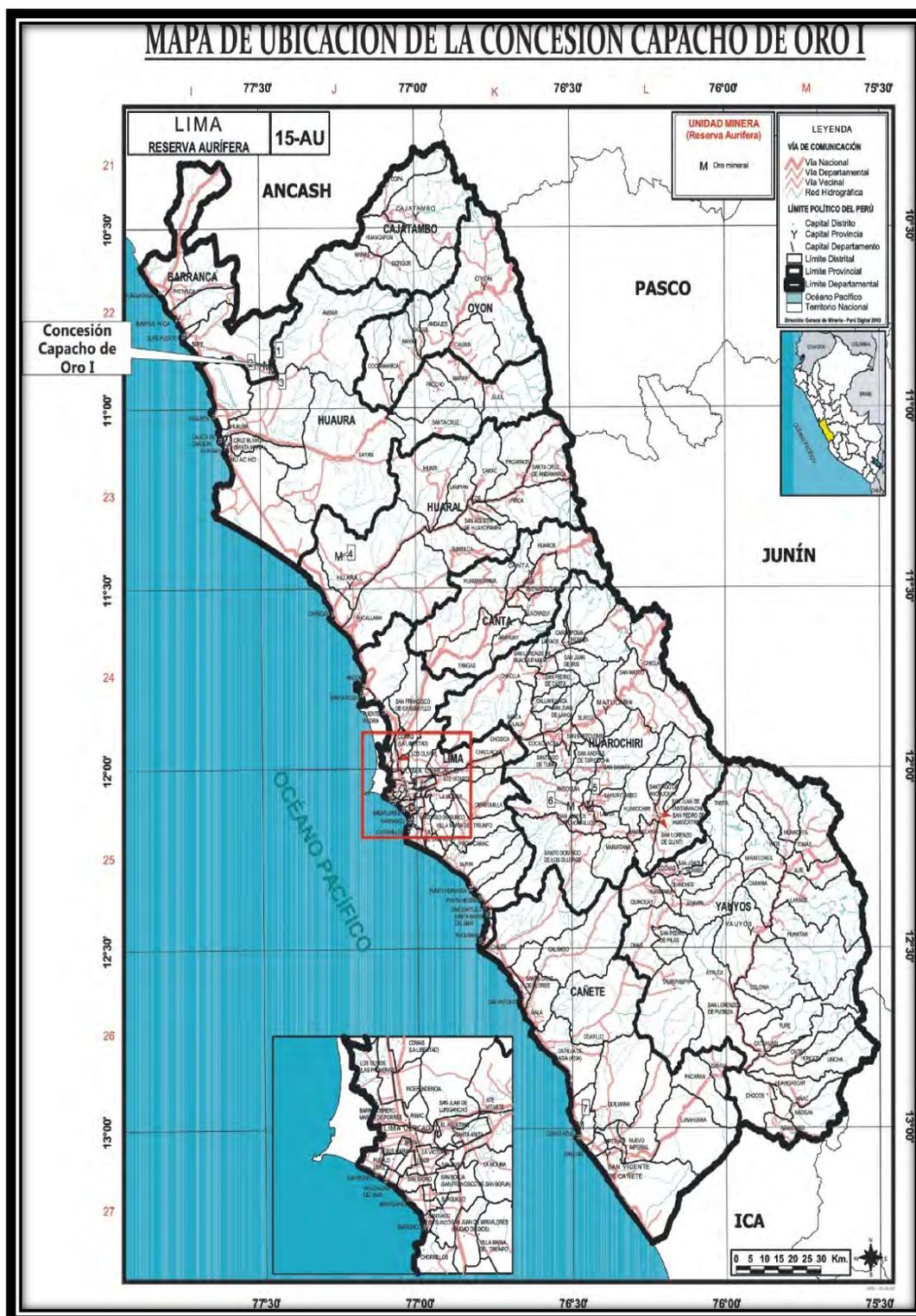
La concesión minera **Capacho de Oro I** con código N° 01-03700-97 de propiedad de la empresa Minera Vicus S.A.C, clasificada como pequeña minería, ubicada en el distrito de Supe, provincia de Barranca y en la región de Lima, cuenta con una cantidad probada de 28500 tm, 57500 tm probables y 100000 tm prospectivas de oro con una ley media de 12 gr/tm.

En la actualidad la unidad permanece en operación, pero dado el descubrimiento de una nueva Zona mineralizada dentro de la concesión, ubicada a unos 1500 m al NO de nuestras actuales labores, la cual denominaremos Zona Nico. Se ha visto en la necesidad de realizar estudios de factibilidad de esta nueva zona, para así poder hacer posible ampliar nuestra pequeña planta metalúrgica de 14 tmd a 28tmd.

1.2 UBICACIÓN Y ACCESO

La Concesión minera Capacho de Oro I se encuentra ubicado en el departamento de Lima provincia de Barranca, distrito de Supe, anexo Las Minas. Su acceso de Lima a Supe es por la carretera panamericana norte (155 km) un tiempo aproximado de 3 horas, de Supe a Caral por carretera afirmada (36 km) en un tiempo aproximado de 40 minutos, de Caral a la concesión (4 km) en un tiempo de 15 minutos (campamento) por trocha y finalmente del campamento hasta la planta de cianuración por una trocha en ascenso (0.6 km) en un tiempo de 5 minutos. La bocamina principal se encuentra a unos 110 m al frente de la planta de cianuración. De la Bocamina principal a la nueva Zona de Nico existe 1.5 km; de los cuales solo 1.1 km es trocha, en un tiempo de 10 minutos; los 0.4 km restantes hay que caminar hasta la veta, en un tiempo de 20 minutos.

Gráfico N° 1: Mapa de Ubicación de la Concesión Capacho de Oro I



Fuente: Boletín mensual febrero 2010 Ministerio de Energía y Minas

Geográficamente dicha zona está limitada por los paralelos 10°30' y 11° de Latitud Norte y los meridianos 77° y 77°30' de Longitud Oeste perteneciente a la zona 18 del hemisferio sur. Y sus coordenadas son:

Tabla N° 1: Coordenadas UTM de la Concesión Capacho de Oro I

CONCESION " CAPACHO DE ORO I " ZONA 18- 478.0015		
Has.		
VERTICE	NORTE(m)	ESTE(m)
1	8799300.93	231193.76
2	8798981.33	232141.61
3	8794242.07	230543.60
4	8794533.48	229679.39
5	8797655.00	230689.00
6	8797669.64	230643.71

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

1.2.1 Topografía de la zona

La concesión minera Capacho de Oro I, pertenece al complejo del río Supe-río Huaura. Los miembros de este complejo forman un afloramiento a lo largo de la línea central del Batolito y sobre una distancia de más o menos 50 km.

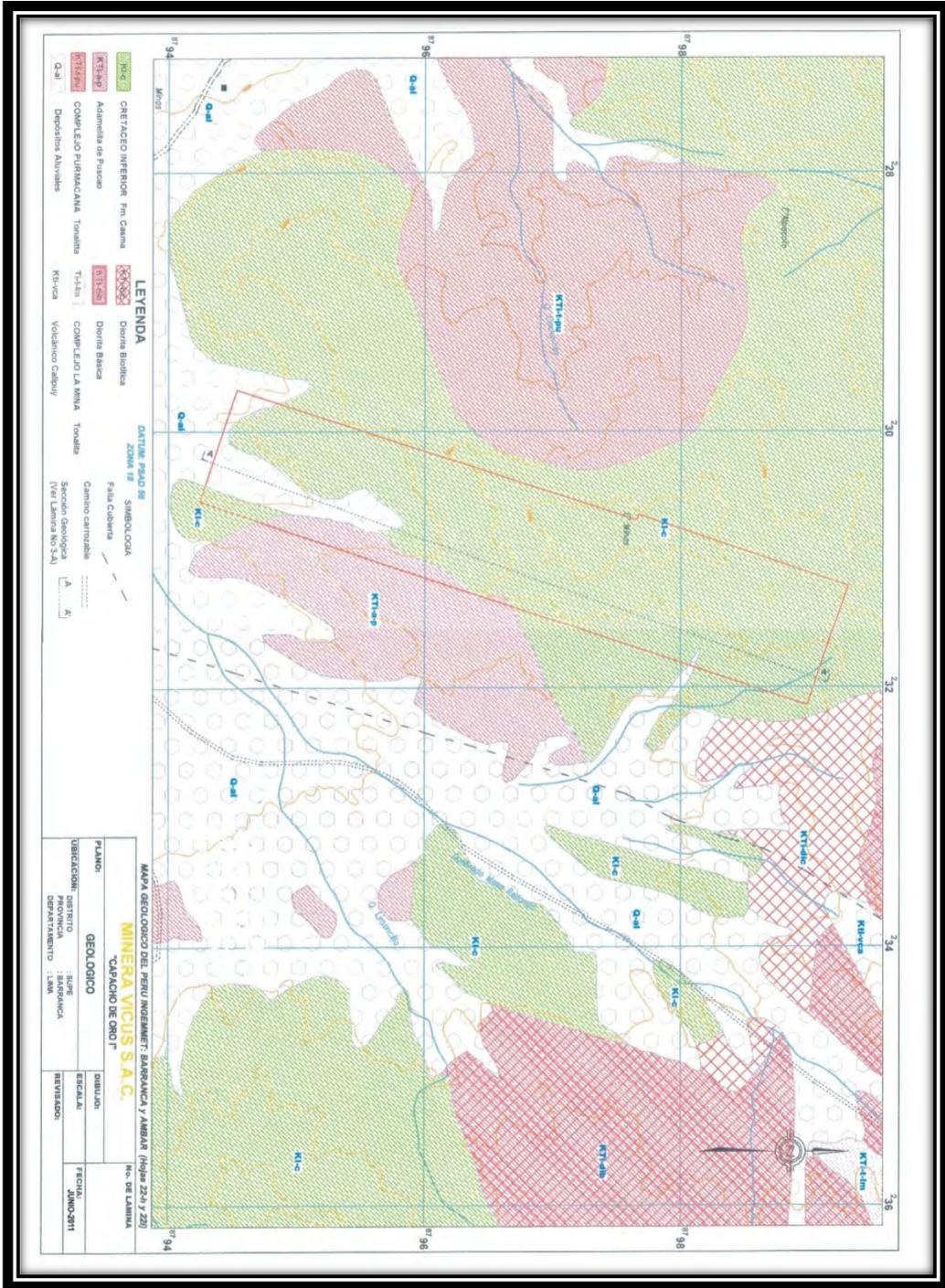
La concesión minera Capacho de Oro I, se encuentra en la zona Norte del cuadrángulo de Ambar, colindando con el cuadrángulo de Barranca; está ubicada en la margen derecha del Río Supe en una de las estribaciones de los Andes Occidentales. Ocupando un terreno erizado constituido por rocas andesitas y conglomerados aluviales.

La mina se ubica en una pequeña línea de cerros bajos (con altitudes de 500 a 900 msnm), esta zona se halla principalmente en rocas volcánicas de la formación Casma, la principal característica del relieve topográfico es que juega un papel

importante la diferencia de alturas y esta principalmente determinado por el río Supe a 450 msnm que a lo largo de su recorrido forma un valle relativamente angosto y que a ambas orillas se levantan cerros empinados tanto hacia el sur como al norte. Las 478.0015 has del derecho minero Capacho de Oro I están en la ladera norte comprendiendo desde las riveras del río a una altitud de 450 msnm.

El plano topográfico nos muestra los límites del denuncia que es una figura de 6 lados transversal con respecto a los cuadrángulos estándares.

Gráfico N° 2: Plano Geológico donde se muestra la Concesión Capacho de Oro I



Fuente: Carta Geológica del INGEMMET

1.2.2 Condiciones climatológicas

El área del denuncia presenta un clima semicálido (promedio de 23°C), con predominio de luz solar durante todo el año. Las precipitaciones son escasas, de régimen veraniego. La humedad relativa por lo general es seca, con vientos suaves esporádicos.

Se distinguen principalmente dos estaciones:

1. Primavera – Verano.- comprendido entre los meses de setiembre a abril, meses en los que la temperatura sube y hay presencia de lluvias.
2. Invierno comprendido entre los meses de abril a setiembre en los que baja la temperatura hay presencia de ventarrones, y no llueve.

1.2.3 Recursos animales y vegetales

En la zona en estudio no se ha observado la presencia de ningún tipo de especie vegetal debido a que el lugar es una zona extremadamente árida. Sin embargo en las áreas intervenidas que limita con el área de la concesión, es decir los campos de cultivo de la Hacienda Las Minas, se observa una gran variedad de especies vegetales. No se ha encontrado ni por referencias especies raras de flora en peligro de extinción. En el siguiente cuadro se indican las especies encontradas:

Tabla N° 2: Especies de flores en la Zona Agrícola que Colinda con la Concesión

FAMILIA	ESPECIE
ANACARDIACEAE	Schimus molle
ASTERACEAE	Baccharis tricuneata
	Chinopappus ssp
	Asteraceae sp1
	Cosmos peucedaniflolutus
CRASULACEAE	Crassula sp
FABACEAE	Fabaceae sp1
POACEAE	Stipa sp
	Polygonon elongates
LAMIACEAE	Franseria mayeniana
SOLANACEAE	Nolana sp
	Nolana gayana
	Solanaceae sp1
	Solanum sp

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

Tabla N° 3: Nombre Común y científico de las Principales Especies Vegetales

NOMBRE COMUN	NOMBRE CIENTIFICO
Eucalipto	Eucalyptus globulus
Ponciana	Deelonix regia L. Faf
Bambu	Bambusa vularis
Tuna	Opuntia ficus indica mill
Molle	Ana cardiceae
Jacaranda	Jacaranda acutifolia
Huarango	Acacia macracantha
Tulipan	Spathodea campanulata
Chiflera	Brassata actinophylla
Gramasalada	Distichis spicara
Junco	Juncus sp
Carrizo	Arundo donax
Caña Brava	Gynerium sagitatum

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

Tabla N° 4: Principales Productos Cultivados en el Valle de Supe

TIPOS DE CULTIVOS	NOMBRE COMUN
INDUSTRIALES	Caña de azúcar
	Maíz
	Algodón
ALIMENTICIOS	Zapallo
	Sandia
	Ají
	Col
	Tomate
	Choclo
	Maíz
	Frijol
	Lenteja
	Yuca
	Camote
	Cítricos
	Palta
	Plátano
	Papaya
	Chirimoya
Granadilla	
PASTOS	Alfalfa
	Gramalote

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

Con respecto a la fauna mencionaremos a las aves, las cuales constituyen el grupo más diverso de la zona y de fácil evaluación, características que permiten la realización de monitoreos sencillos de fauna a posteriori. En cuanto a los mamíferos se observa que no existe ninguna especie rara en peligro de extinción.

En el siguiente cuadro mencionaremos a todo la fauna existente en la zona.

Tabla N° 5: Descripción de especies de fauna silvestre encontradas cerca de la concesión

ESPECIE	NOMBRE CIENTIFICO	OBSERVACIONES
MAMIFEROS		
Zorro costeño	<i>Conepatus semistriatus</i>	Abundante
Ganado vacuno		
Ganado ovino		
Ganado bovino		
AVES		
Lechuza	<i>Athene curricula</i>	Poco frecuente
Pampero	<i>Geositta peruviana</i>	Abundante
Gallinazo de cabeza negra	<i>Coragyps atratus</i>	Abundante
Halcón	<i>Falco femoralis</i>	Moderado
Espigueros	<i>Sporophilia sp</i>	Moderado
Gorrión americano	<i>Zonotrichia capensis</i>	Abundante
Cuculi	<i>Zenaida aisatica meloda</i>	Moderado
Tórtola	<i>Eupelia cruziana</i>	Moderado
Lechuza de los arenales	<i>Speotyto cunicularia</i>	Poco frecuente
REPTILES		
Lagartijas	<i>Tropidurus</i>	Abundante
INSECTOS		
Grillo de campo común	<i>Acseta assunukus</i>	Frecuente
La chiva	<i>Microcentrum retinerve</i>	Poco frecuente
Un flugorido	<i>Stabaca tricarina</i>	Frecuente
Chiroce del arce	<i>Leptocosis trinitatres</i>	Poco frecuente
Mayate gigante	<i>Hygrous triangulares</i>	Poco frecuente
El mayate cirvo gigante	<i>Lucanus elaphus</i>	Poco frecuente
Mosca escorpion	<i>Panorpa refescens</i>	Frecuente
Esfingido de vuelo rapido	<i>Theretr tersa</i>	Poco frecuente
Mariposa saltadora	<i>Espargyseus tityrrus</i>	Frecuente
Palomilla	<i>Nadata gibosa</i>	Frecuente
Palomilla real	<i>Citheronia regalis</i>	Frecuente
Palomilla luna	<i>Tropaea luna</i>	Poco frecuente
Avispa esfécida	<i>Ammoplhidla spor</i>	Frecuente
Avispa untodora	<i>Sccliphron cementarius</i>	Frecuente
Abeja común de lengua corta	<i>Tiplia transversa</i> Andrem sp	Frecuente

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

1.2.4 Recursos hídricos y potencial hidrológico

El principal recurso fluvial de la región está dado por el río **Supe**, el cual pertenece al sistema hidrográfico del Pacífico, cuenta con un área de drenaje total, hasta su desembocadura en el Océano Pacífico, de 1008 km² y una longitud máxima de recorrido, desde sus nacientes hasta su desembocadura, de 92 km, presenta una pendiente de 5%, la misma que se hace más pronunciada llegando hasta un 11%, en las partes altas, específicamente, en el tramo comprendido entre las localidades de Mitupampa y Ámbar. La superficie de la cuenca colectora húmeda o “cuenca inbrífera”, es decir, que el 54% del área de la cuenca contribuye sensiblemente al escurrimiento superficial. El curso del río Supe desde, sus nacientes hasta su desembocadura en el Océano Pacífico, es bastante sinuoso. Inicialmente discurre formando dos grandes curvas con dirección predominantemente Noreste a Suroeste hasta la confluencia del río Ámbar con el Aynaca, punto a partir del cual, por medio de una gran curva de sentido contrario desemboca en el Océano Pacífico.

La forma general de la cuenca es la que caracteriza prácticamente a todos los ríos de la Costa, es decir, el de una hoya hidrográfica alargada de fondo profundo y quebrado, con pendiente fuerte, presentando un relieve escarpado y en partes abrupto, cortado por quebradas profundas y estrechas gargantas. La cuenca se encuentra limitada por cadenas de cerros que, en dirección al Océano Pacífico, muestran un descenso sostenido y rápido del nivel de cumbres. La parte superior de la cuenca presenta, por efectos de la desglaciación, cierto número de lagunas y, en la parte inferior del valle, como resultado de la brusca disminución de la

pendiente, se ha formado un pequeño cono de deyección o llanura aluvial producto de la disposición del material transportado por el río. El escurrimiento superficial se debe, predominantemente, a la precipitación estacional que cae sobre las laderas occidentales de la Cordillera de los Andes. El río Supe, como la totalidad de los ríos de la Costa son, por su pronunciado pendiente y pequeño desarrollo, de régimen muy irregular y torrentoso, presentando marcadas diferencias entre sus descargas extremas.

El río Supe nace en las alturas de las lagunas Aguascocha y Jururda de Pacasmayo, a partir de la cual es conocido como río Ambar; continúa con este nombre hasta su confluencia con la quebrada Carrizal o Jaiva, donde se origina el río Supe. A lo largo de su recorrido, recibe el aporte de diversos afluentes siendo los principales, por la margen derecha, las quebradas Piriuyac y por la margen izquierda, la quebrada Cochaza y el río Aynaca. Debido al extenso periodo en que el río Supe se presenta seco y no existiendo obras de regulación, el desarrollo de la agricultura del valle se encuentra muy limitada, razón por la cual la cuantificación y evaluación de este recurso se hace imprescindible en la elaboración de cualquier programa racional de aprovechamiento.

1.2.5 Poblados cercanos

El poblado más cercano es el de **Las Minas** que se encuentra a 400m de la Puerta Principal de ingreso a la Concesión, seguidamente está el pueblo de Caral a 4km de la concesión, este pueblo cuenta con las comodidades de hospedaje, agua potable y energía eléctrica de horas 6.00 p.m. a 10 p.m. generado por un grupo electrógeno de propiedad del pueblo. Otros pueblos cercanos son: **Yamahuaca**

hacia el norte y **El Molino** hacia la costa hasta llegar al pueblo de Supe que esta sobre la Panamericana Norte.

1.3 INFRAESTRUCTURA EXISTENTE

La unidad minera Capacho de Oro I, cuenta con un campamento en el cual alberga alrededor de 50 personas. Siguiendo con el recorrido se tiene la planta CIP, la cual procesa 14 tmd y a cien metros de esta la Bocamina Principal de extracción del Nivel 0 (513 msnm).

1.3.1 Carreteras

Las carreteras a seguir desde Lima Ciudad Capital hasta la Mina son:

A. LIMA – SUPE.- Por la carretera **Panamericana Norte** con una distancia 155 km, que es una carretera asfaltada en buen estado y en ómnibus Inter-Provinciales se demoran un promedio de 3:00 horas.

B. SUPE - CARAL.- Por una carretera afirmada se hace un recorrido de 36 km; los autos colectivos demoran 30 minutos aproximadamente.

C. CARAL – MINA.- Por trocha se llega hasta los límites del denuncia con una distancia de 4 km, de este punto por una trocha privada en asenso se llega hasta la mina, con una distancia de 0.6 km, ambos tramos en movilidad particular se demora un promedio de 20 minutos.

1.3.2 Redes de corriente eléctrica

Para la alimentación eléctrica de la unidad se cuenta con tres grupos electrógenos, (uno de 90 kw Marca Volvo, otro de 60 kw marca Perkins y el tercero de 44 kw marca Perkins), de propiedad de la empresa.

1.4 PROPIEDAD MINERA (SITUACION LEGAL)

Las coordenadas UTM-PSAD56 analíticas proporcionadas para la concesión Minera Capacho de Oro I, de las oficinas de Catastro Minero Nacional del Ministerio de Energía y Minas del Perú son las siguientes:

Tabla N° 6: Coordenadas UTM de la Concesión Capacho de Oro I

CONCESION " CAPACHO DE ORO I " ZONA 18- 478.0015 Has.		
VERTICE	NORTE(m)	ESTE(m)
1	8799300.93	231193.76
2	8798981.33	232141.61
3	8794242.07	230543.60
4	8794533.48	229679.39
5	8797655.00	230689.00
6	8797669.64	230643.71

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

La **concesión minera metálica Capacho de Oro I** con código 01-03700-97, comprendiendo 478.0015 has cuyas coordenadas UTM correspondientes a la zona 18, esta titulada e inscrita en los Registros Públicos de Minería de Lima en la ficha N° 299181 del Registro de Concesiones Mineras.

-Mediante Resolución Directorial N° 107-2002-EM/DGAA del 2 de abril del 2002, se aprueba la Evaluación Ambiental del Proyecto de Exploración Minera

Capacho de Oro I, ubicado en el distrito de Supe, provincia de Barranca, departamento de Lima, presentando por La empresa Minera Vicus S.A.C.

-Mediante Resolución Directorial N° 432-2004-MEM/AAM del 23 de setiembre del 2004, se aprueba la calificación ambiental indicando su calificación en la categoría II correspondiente al Proyecto de Explotación y de la planta de beneficio de la concesión Minera Capacho de Oro I, ubicado en el Paraje Hacienda Las Minas, distrito de Supe, provincia de Barranca y departamento de Lima.

-Licencia de Uso de agua para la industria minera y consumo doméstico, expedida por Resolución Administrativa N° 103-2004-AG-DRA.LC/ATDRB.

-Licencia de funcionamiento de Polvorines-Resolución Directorial N° 000362/2001-IN-1703-2.

-Autorización Global de uso de explosivos-Resolución Directorial N° 02025/2003-IN-1703.

CAPITULO II

2. GEOLOGÍA

Este capítulo ha sido desarrollado, según el boletín N° 26 de la carta geológica del Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET), geología de los cuadrángulos Barranca, Ambar, Oyón, Huacho, Huaral, y Canta y de los trabajos geológicos de campo.

2.1 GEOMORFOLOGÍA

Regionalmente el área en estudio corresponde a la Unidad Geomorfológica de Peniplanicie Subandina, la cual constituye una superficie de erosión inclinada hacia el SSO, estando disectada por numerosas quebradas y ríos que drenan hacia el Pacífico. Localmente, el área de la concesión se caracteriza por presentar un valle en “V”, que es la principal Unidad Geomorfológica, la que presenta una parte inferior angosta y una parte superior abierta. En la parte baja de la zona en estudio se puede diferenciar el río Supe que constituye una zona plana con suave inclinación, con un ancho promedio de un kilómetro, desarrollándose áreas agrícolas en algunos lugares; los cerros colindantes con el lecho del río y quebradas que constituyen elevaciones de regular altura. Las laderas presentan

pendientes de 40° a 50°, destacando algunas escarpas rocosas. Los cerros tienen formas piramidales, trapezoidales y alargadas, ensanchadas en su base y los conos de deyección constituyendo zonas de suave inclinación hacia el río Supe, con pendientes de 8°.

2.2 GEOLOGÍA REGIONAL

Los cuadrángulos de Barranca, Ambar, Oyón, Huacho, Huaral, y Canta están ubicados en el departamento de Lima comprenden una extensión aproximada de 14000 Km².

El área está dividida en cuatro zonas estratigráficas:

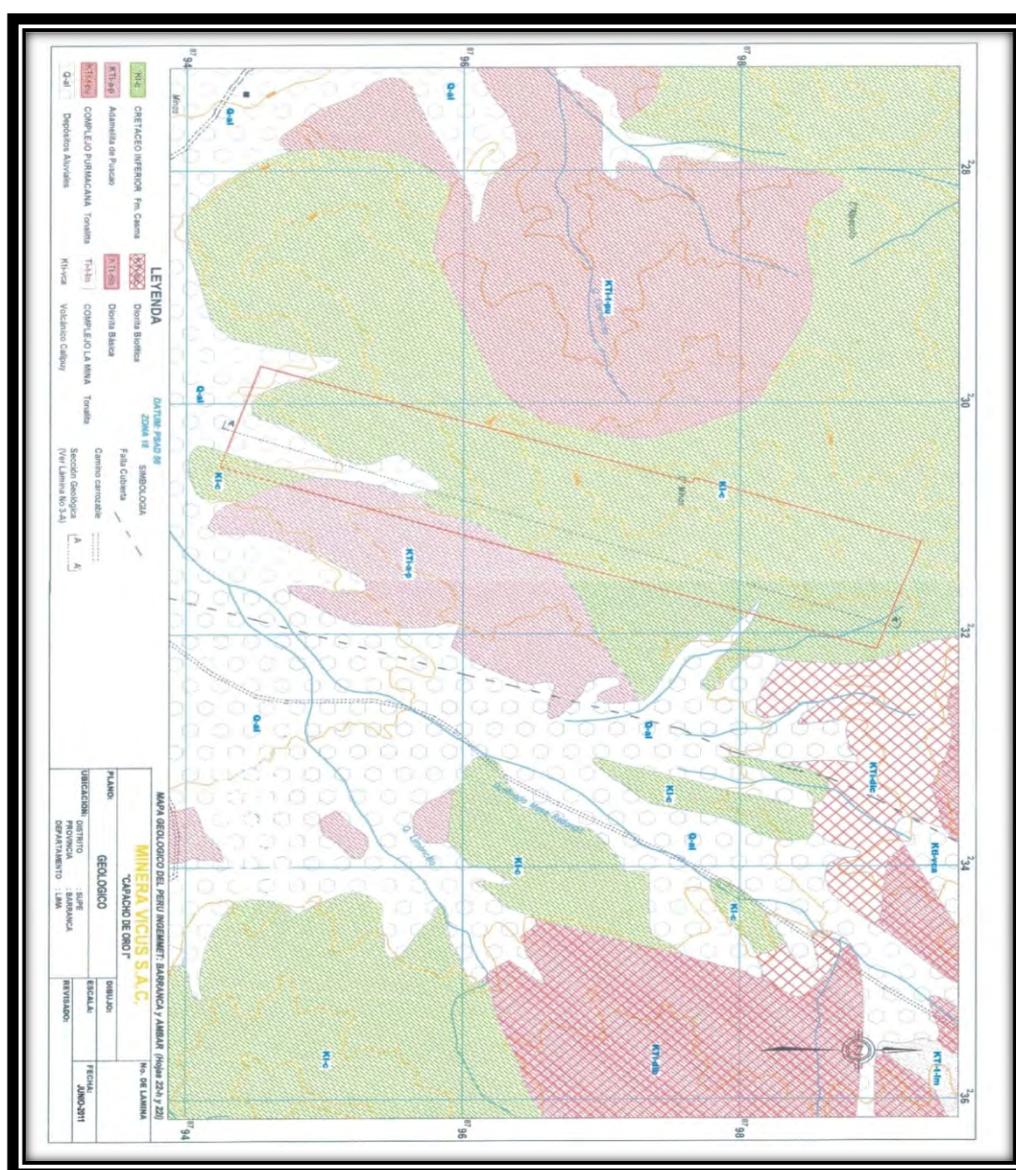
- Zona Costanera.
- Zona Volcánica de la Sierra.
- Zona de la Cuenca cretácea.
- Zona del bloque cretáceo.

Nuestra concesión se encuentra en la Zona Costanera y pertenece a la Formación Casma, la cual está formada principalmente por derrames volcánicos de andesita y algunos sedimentos intercalados.

En la zona en estudio se ha podido identificar rocas sedimentarias, ígneas y metamórficas, cuyas edades oscilan entre el Jurásico Superior y el Cuaternario reciente. Las rocas más antiguas afloran irregularmente en la parte baja de las estribaciones occidentales del macizo cordillerano. Los depósitos más recientes ocurren en el sector de la denominada faja costanera y en las quebradas secas que descienden de las estribaciones occidentales de la cordillera andina.

Las rocas ígneas intrusivas y extrusivas se distribuyen ampliamente en las partes media y alta de la cuenca, en donde constituyen afloramientos de grandes proporciones. Las rocas metamórficas se encuentran formando parte de la secuencia sedimentaria de la región, principalmente de las formaciones mesozoicas.

Gráfico N° 4: Plano Geológico mostrando el denuncia



Fuente: Boletín N° 26 INGEMMET

2.3 GEOLOGÍA HISTÓRICA

Los eventos geológicos del área mapeada estudiada consisten de dos fajas paralelas de sedimentación cretácea. La faja oriental se compone de series bien diferenciadas de calizas, areniscas y lutitas y está separada por una secuencia reducida de litología similar, la cual sobreyace a los esquistos paleozoicos a lo largo de una importante línea de separación que sigue la Divisoria Continental. La faja occidental está compuesta de volcánicos marinos, los cuales principalmente son andesitas básicas e incluyen lavas almohadilladas, brechas de lavas almohadilladas y sedimentos de aguas superficiales. La faja oriental puede ser considerada como un miogeosinclinal, mientras la occidental es un eugeosinclinal.

A fines del Cretáceo ocurrieron elevaciones, erosiones y una secuencia de capas rojas gruesas, que se depositó discordantemente sobre el cretáceo en la parte oriental del área. Luego toda la secuencia se plegó intensamente, pero la faja sedimentaria oriental sufrió un grado más alto de deformación que la faja occidental más competente. Se estableció una superficie de erosión marina en los volcánicos plegados del cretáceo, sobre la cual se depositaron nuevos sedimentos y gruesas secuencias de piroclásticos dacíticos y andesíticos y lavas (Calipuy). El apilamiento volcánico formó la cubierta real del Batolito costanero que se emplazó pasando dicha superficie de erosión y afectando al conjunto volcánico. Se supone que dicho Batolito fue también el origen de una parte de los volcánicos, y particularmente se asume a las estructuras anulares que han sido encontrados dentro del Batolito como restos basales de grandes volcanes.

Durante el Mioceno se desarrolló una superficie de erosión (Puna) en las rocas sedimentarias y volcánicas emplazándose luego pequeños stocks dacíticos. Muchos de estos llegaron a la superficie dando lugar a una capa de ignimbrita, cuyos remanentes se presentan actualmente dispersos en la indicada superficie Puna. Dichos stocks, comúnmente están alineados, tal como puede apreciarse a lo largo de la línea divisoria principal del Cretáceo y ellos son la causa principal de la mineralización.

2.3.1 Estratigrafía regional del área

Nuestra Concesión se encuentra ubicada en la Zona Costanera, la cual a su vez la conforman la Formación Goyllarisquisga y la Formación Casma; nuestra concesión se encuentre ubicada dentro de la Formación Casma, por lo tanto centraremos la descripción en dicha formación. El nombre de Formación Casma fue usado por Cossio (1964) para una serie de volcánicos con sedimentos intercalados que se encuentran en la faja costanera, al Oeste del Batolito. Las relaciones generales observadas en esa zona se aplican a la presente área, y por tanto, a las secuencias volcánicas de la zona costanera se les correlacionan con dicha formación. Dentro del área, la formación Casma consiste de volcánicos bien estratificados, siendo en su mayor parte derrames delgados de andesita masiva, de grano fino y con más o menos 3-5 metros de espesor. Este tipo de litología se aprecia muy bien a lo largo de la carretera que une los ríos Huaura y Supe a la altura de la Hacienda las Casuarinas.

Sedimentos volcánicos, en capas más delgadas, se presentan bien desarrollados en las vecindades de Huaura y Huacho. Los detritos que forman estos sedimentos son

de origen volcánico en su totalidad, pudiendo ser finos o gruesos. A lo largo de los cortes de la carretera Panamericana, más o menos 7 km al Sur de Huacho, se puede observar horizontes sedimentarios fosilíferos, pero los fósiles consisten de fragmentos de ostras que no tienen valor desde el punto de vista estratigráfico.

Estos sedimentos están instruidos por un sill de dolerita a olivino, el cual puede verse en la cumbre del cerro que está inmediatamente al Sur en la bahía de Huacho. En la quebrada Venado Muerto, lavas andesíticas masivas y estratificadas sobreyacen a una secuencia de sedimentos y tufos finamente estratificados. La búsqueda de fósiles en este punto no ha conducido a ningún resultado positivo hasta la fecha, pero algunos horizontes pueden ser fosilíferos.

Los estratos de esta secuencia están bien plegados, considerándose que tal deformación es debida a su relativa incompetencia con respecto a los estratos que están tanto encima como debajo, los cuales están plegados con un estilo más amplio. Debajo de estos tufos plegados, aparece una secuencia de piroclásticos masivos, epidotizados. Los estratos de la formación Casma buzanan constantemente hacia el Oeste con ángulos que varían entre 10° y 20° , no observándose pliegues en la mayor parte de los afloramientos, con excepción de los ya indicados en la Quebrada Venado Muerto (Cuadrángulo de Barranca). Si asumimos que el buzamiento promedio es de 10° y el ángulo del afloramiento de 25km., el espesor de la formación será de 4000 m. Sin embargo por factores tectónicos, tal como fallas que tal vez no han podido ser reconocidas, podemos reducir este estimado en 2000 m, recalcando que este es un cálculo puramente aproximado.

2.3.2 Edad y correlación

Cossío (1964) le asignó a la formación Casma una edad Jurásico superior a Cretáceo inferior. Debido a la falta de mayores evidencias, su criterio estuvo basado principalmente en la similitud litológica de esta formación con la de Puente Piedra de los alrededores de Lima. Posteriormente Wilson y Ortiz encontraron en Chancay amontes del Albiano en sedimentos procedentes de la formación Casma. Por consiguiente, parte de la formación dentro del área debe ser del Cretáceo inferior, siendo posible aun que llegue hasta el Jurásico tal como propuso el autor indicado en primer término.

2.3.3 Geología estructural

El área en estudio está comprendida en la **Zona relativamente no deformada**. El factor más sobresaliente es el hecho de que aquí se emplazó el Batolito costanero, y no en la zona plegada como uno podría suponer razonablemente. Al Oeste del Batolito los depósitos de la formación Casma buzan regularmente hacia el Oeste con ángulos que varían de 5° a 20°, a excepción del lugar que se halla inmediatamente al Sur de Huacho, donde las capas tienen inclinaciones hasta de 45°. Este caso, al igual que otros que puedan presentarse, serán siempre muy locales e insignificantes en comparación con las grandes áreas que exhiben una estratificación suavemente inclinada.

En el lado Este del Batolito los volcánicos estratificados de Calipuy están horizontales o buzan ligeramente hacia el Este con ángulos de 5° o menos. Por lo dicho, se puede considerar a esta zona estructural como una zona levemente

arqueada a lo largo de la línea batolítica. Desde que las razones que han originado tal modalidad estructural en esta zona no son claras, y al asumirse que la zona puede corresponder en general al eugeosinclinal de la sedimentación mesozoica, los depósitos deberían estar intensamente deformados, cosa que es muy común en estos casos. Pero, como aquí no se presentan así, se deduce que la causa de este comportamiento sean las rocas del basamento infrayacente, el cual ha podido haber sido rígido y no susceptible a deformarse, salvo los movimientos verticales que permitieron a los sedimentos mesozoicos depositarse sobre él.

Dentro del Batolito Costanero que normalmente se presenta como un cuerpo continuo, en el área mapeada existe una interrupción entre los ríos Supe y Pativilca, lugar éste que se halla plegado y en donde podemos suponer que se exhibe la geología original pre-batolítica no perturbada por intrusiones posteriores. Dicho lugar forma una faja plegada constituida por los miembros más antiguos de la formación Casma, o tal vez por formaciones aún más antiguas, elevadas estructuralmente. La faja plegada comienza a lo largo del eje donde cambia bruscamente el buzamiento. Los volcánicos estratificados de la formación Casma, que buzán suavemente hacia el Oeste con ángulos hasta de 20° , están flexionados bruscamente a lo largo de un eje recto hasta alcanzar inclinaciones de 70° o más. Los tufos y piroclásticos intensamente plegados, aparecen inmediatamente en el lado oriental de la línea de flexura. El cambio de buzamiento suave a muy inclinado en el Oeste de la faja es tan brusco, que sugiere la existencia de una falla. En realidad, es posible considerar a la faja en su totalidad, como el resultado de la deformación de la cobertura debido a una falla o una serie de fallas en profundidad. Esta interpretación explicaría la extensión

restringida de la faja, razón por la cual se le propone aquí como la solución adecuada.

Si esta interpretación es correcta, la presencia de la faja plegada a lo largo del eje longitudinal del Batolito, sería uno de los indicios de un callamiento profundo que permitió a los magmas graníticos su actual emplazamiento; hecho que también ayudaría para explicar la naturaleza marcadamente lineal del Batolito, paralela a la orientación andina.

2.3.4 Rocas intrusivas

Las rocas intrusivas del área estudiada correspondan al complejo del río Supe – río Huaura. Los miembros de este complejo forman un afloramiento prácticamente continuo a lo largo de la línea central del Batolito y sobre una distancia de más o menos 50km. La parte Sur del complejo está emplazada casi completamente en los complejos de Paccho y Santa Rosa, mientras que la parte que se extiende al norte de estos dos complejos, se halla principalmente en rocas volcánicas de la formación Casma. El complejo en su totalidad constituye el vínculo principal que une los complejos centrados de la quebrada Paros y del río Huaura.

Puede considerarse que está distribuido en dos áreas rectangulares casi separadas. El bloque Norte, situado principalmente en el volcánico Casma y ubicado en el río Supe, está formado por adamelitas de Puscao y San Jerónimo. El bloque Sur emplazado en tonalita, está formado por las adamelitas de Puscao, San Jerónimo, Sayán y Cañas. De esta manera, las adamelitas de Puscao y San Jerónimo son miembros bastante separados, mientras las adamelitas de Sayán y

Cañas se hallan como elementos individuales dentro de la parte Sur del complejo. En un sentido estructural es posible considerar a la granodiorita de Aynaca como parte del complejo, y según esto, la división del complejo en dos bloques rectangulares separados se hace más evidente. Ciertos miembros del complejo, particularmente la adamelita San Jerónimo, se halla vinculada con los complejos centrados de la quebrada Paros y del río Huaura. Dentro del complejo, la secuencia de intrusión de menor a mayor antigüedad es: Cañas, Sayán, San Jerónimo y Puscao. Si la granodiorita Aynaca se considera como parte del complejo, probablemente es el miembro más antiguo (indudablemente es más antigua que la adamelita de San Jerónimo, pero no se conoce su relación cronológica con la adamelita de Puscao).

La concesión Capacho de Oro I, está formado casi en su totalidad por la adamelita de Puscao. La adamelita de Puscao es el miembro más antiguo del complejo definiendo claramente la forma de los sectores Norte y Sur de éste. En el sector Sur ha sido ampliamente reemplazado por adamelitas posteriores, pero considerando la distribución de los relictos de esta adamelita, es evidente que ocupó inicialmente la mayor parte del área que ahora ocupa la adamelita de Sayán. En consecuencia la adamelita de Puscao se emplazó como dos bloques rectangulares alargados en una dirección Noroeste-Sureste. Otro punto de interés es la presencia de meladioritas en el área del río Supe.

La intrusión comprende dos facies separadas, la facies Puscao y la facies Tumaray, ocupando esta última las partes más altas de la intrusión. La primera es una adamelita homogénea de grano medio a grueso, mientras que la segunda es un

complejo de sills y bandas horizontales de aplita y adamelita de diversos tipos. Sills de la facies Tumaray intruyen a las dos facies. Los contactos con las rocas encajonantes son nítidos y pueden ser verticales como en el río Supe, u horizontales como en el caso donde la adamelita de Puscao penetra en la tonalita de Paccho a 3 km al Norte del río Huaura. Estos contactos horizontales y la presencia de grandes techos colgantes formados de rocas volcánicas en la facies Tumaray, son suficientes para indicar que el afloramiento corresponde a la parte superior de la intrusión. En el río Supe, las rocas volcánicas están intensamente metamorfizadas hasta una distancia de más o menos 100 m del contacto. Existe una zona de enfriamiento con menos de $\frac{1}{2}$ cm. de ancho, pero la facies marginal de la adamelita esta enriquecida en minerales máficos mostrando una litología muy similar a la observada en las áreas ricas en xenolitos.

2.3.4.1 Facies de Puscao.- Esta facies forma el principal afloramiento tanto en el bloque rectangular del Norte como en el Sur, siendo la mayor parte litológicamente homogénea y consiste de una adamelita de color crema y de grano medio a grueso, con pequeños cristales redondeados de cuarzo y prismas bien formados de hornblenda, así como hojuelas dispersas de biotita. La roca esta moteada con feldespato potásico rosado sin formar fenocristales.

Lo anterior puede considerarse como la litología esencial, habiendo sido modificada en algunos casos principalmente por la incorporación de material básico, fenómeno que se ve en los contactos con los volcánicos en el río Supe (descritos anteriormente), así como también cerca de las dioritas que rodean a la

adamelita de Cañas. La adamelita se hace más básica muy gradualmente hacia el contacto con la diorita y en ciertos sitios se vuelve casi diorita.

La variación más notable, sin embargo, se puede ver en la quebrada Puscao a unos 7 km al Noroeste de Sayán, donde la roca contiene abundantes xenolitos aplanados y horizontales que constituyen por lo menos el 50% del volumen total de ella. La extensión de dicha zona de xenolitos está indicada en el mapa. Aunque hay una zona xenolítica principal, existen otras en las áreas de contacto en la quebrada San Guillermo, en un ramal de la quebrada Lloclla y en el relicto de la adamelita de Puscao contenido dentro de la adamelita de San Jerónimo al Sur del río Huaura. En tales áreas de contacto los xenolitos normalmente son redondeados, pero en la zona principal son aplanados, representando probablemente grandes secciones del techo volcánico desprendidas e incluidas dentro de la intrusión.

La adamelita en la vecindad de las áreas xenolíticas se ha contaminado con material básico, de manera que en muestra de mano parece ser de composición tonalítica. Sin embargo, como las secciones delgadas muestran una proporción suficientemente alta de cuarzo y feldespato potásico, es dudoso que se haya formado alguna cantidad de tonalita propiamente dicha.

2.3.4.2 Petrografía.- Comúnmente se presenta una pequeña proporción de hornblenda en grupos de pequeños cristales euhedrales, o en cristales individuales más grandes y dispersos.

La biotita, que puede estar cloritizada, aparece en cristales euhedrales dispersos de color marrón oscuro. Tanto la ilmenita como la esfena pueden estar asociados con

los minerales máficos, y donde la biotita está cloritizada, la esfena aparece en la trazas del clivaje.

La plagioclasa posee cristales euhedrales claros de más o menos 1 mm. de tamaño promedio, comúnmente corroídos por cuarzo y ortosa. Ocasionalmente están un poco zonados y pueden contener núcleos básicos poco límpidos, pero en general su composición es ácida. Grandes cristales individuales de cuarzo hasta de ½ cm. de tamaño envuelven poikilíticamente a la plagioclasa, aunque también este mineral se puede presentar como agregados de cristales. La ortosa es abundante y ocupa los intersticios entre los cristales de plagioclasa y cuarzo.

En las áreas xenolíticas la petrografía permanece esencialmente similar, con la excepción de que hay más hornblenda.

Los xenolitos presentan una gran semejanza con los volcánicos metamorfizados recogidos en otras localidades y en secciones delgadas muestran principalmente hornblenda, plagioclasa, algo de ilmenita y esfena. Cristales pequeños, moderadamente euhedrales de hornblenda azul verdosa, están regularmente distribuidos en un mosaico regular de plagioclasa de grano pequeño. La plagioclasa mayormente no está maclada y contiene abundantes inclusiones pulverulentas.

Tabla N° 7: Columna Estratigráfica

TABLA N° 1			
Zona costanera :			
Cretáceo Inferior	Formación Casma	Principalmente derrames volcánicos de andesita. Algunos sedimentos intercalados.	4,000 m.
	Fm. Goyllarisquizga	No visto	—
Discordancia	Formación Pucará	No visto	—
Triásico	Discordancia	No visto	—
Paleozoico Superior		No visto	4,000 m.
Zona de volcánicos de la Sierra :			
Cretáceo Superior Terciario Inferior	Formación Calipuy	Principalmente piroclásticos gruesos, algo de tufo finos y derrames de andesita pura	± 2,000 m.
Discordancia	Formación Casma	Piroclásticos y derrames de andesita.	1,700 m.
Cretáceo Inferior	Fm. Goyllarisquizga	Arenisca y lutitas.	200 m.
Discordancia	Formación Pucará	No visto	—
Triásico	Discordancia	No visto	—
Paleozoico Superior		No visto	± 3,900 m.
Zona de la cuenca del Cretáceo :			
Cretáceo-Terciario Inferior	Formación Calipuy	Lavas andesíticas y piroclásticas.	500 m.
Discordancia	Formación Jumasha	Caliza masiva.	1,200 m.
Cretáceo Superior	Form. Pariatambo	Margas y calizas.	100 m.
Cretáceo Inferior	Formación Chulec	Margas amarillas y calizas.	200
	Form. Pariahuanca	Caliza masiva gris.	50
	Formación Farrat	Areniscas blancas.	50
	Formación Carhuaz	Lutitas con algo de areniscas.	600
	Formación Santa	Calizas azul gris poco intemperizadas.	150
	Chimú	Cuarcita blanca.	700
	Oyón	Lutitas con carbón en la parte superior	400
Triásico	Pucará	No visto	—
Discordancia			—
Paleozoico Superior		No visto	3,950 m.
Zona del Bloque del Cretáceo :			
Cretáceo Superior Terciario Inferior	Formación Calipuy	Lavas andesíticas y piroclásticas.	300
Discordancia	Form. Casapalca	Areniscas rojas y verdes, lutitas.	1,000
Cretáceo Superior	Formación Celendín	Margas y calizas.	200
Cretáceo Superior	Formación Jumasha	Caliza masiva gris.	600
	Form. Pariatambo	Margas fértidas y calizas.	100
	Formación Chulec	Margas amarillas intemperizadas y calizas.	100
Cretáceo Inferior	Fm. Goyllarisquizga	Areniscas y lutitas.	500
	Discordancia		
Triásico	Pucará	No visto	—
Discordancia			—
Paleozoico Superior		No visto	2,800 m.

Fuente: Boletín N° 26 del INGEMMET

2.4 GEOLOGÍA LOCAL

La concesión Capacho de Oro I según el boletín N° 26 del INGEMMET, pertenece al cuadrángulo de Ambar y está formado en su totalidad por la adamelita de Puscao. En los alrededores del pueblo Hacienda Las Minas, el río Supe es atravesado por dos grandes fallas alineadas con rumbo Norte 35° Este, dentro de esta faja existe una zona de cizallamiento que coincide con el contacto existente entre el batolito costero y un paquete de volcánicos andesíticos de la Formación Casma.

La mineralización aurífera posiblemente abarque una extensión de varios kilómetros de largo por 2 Km. de ancho, presentando vetas y vetillas de cuarzo con algunas diseminaciones de pirita. Esta franja está delimitada por varias fallas perpendiculares como la del río Supe y la de Mesa Redonda, también afloran en la zona varios diques de diorita basáltica y de porfidoriolítico.

Dentro de la concesión “Capacho de Oro I” existen varios sistemas de vetas que siguen direcciones NE. Los depósitos de vetas se encuentran en toda el área y generalmente están asociadas con rocas intrusivas (generalmente andesita). Dentro de estos sistemas se encuentra nuestra veta en estudio la Veta Nico, para el lado sur, tenemos varias fallas de poca importancia pero a 150 m al norte, se presenta una falla bien pronunciada la cual corta por completo la veta y la deja de hacer visible en superficie.

La composición principal de las rocas encajonantes es la andesita, el terreno afortunadamente no presenta presencia de agua y las cajas, por más que son terrenos fracturados del Tipo III, no están presentando grandes presiones.

2.4.1 Aspectos litológicos

En relación a la litología, en el área estudiada se localizan rocas intrusivas y depósitos recientes. Los depósitos recientes están constituidos por los depósitos fluviales y depósitos aluviales.

Los depósitos fluviales se localizan en el lecho del río Supe y están conformados por una mezcla de bolones, cantos y gravas englobados en una matriz arenosa.

Los elementos rocosos son de formas muy redondas y consisten principalmente de rocas intrusivas, encontrándose generalmente frescas. Los depósitos aluviales se localizan en los Conos de Deyección y consisten de una mezcla de bloques, cantos y gravas englobados en matriz arenosa con escasos porcentajes de finos.

Los elementos rocosos son de formas subredondeadas y subangulares y están constituidas por rocas intrusivas que se encuentran superficialmente meteorizadas, presentando resistencia dura y buena durabilidad.

Las rocas intrusivas tienen amplia distribución, extendiéndose en el área estudiada y fuera de ella y están constituidas por Tonalitas y granodioritas con colores gris blanquecino, gris verdoso, etc. Con textura granular con plagioclasas sondas con anillos de alteración y en sus masas contienen inclusiones sólidas de hornblenda. Generalmente se presentan ligeramente meteorizadas y con resistencias duras.

En la zona minera predominan las rocas andesitas.

2.4.2 Zonas mineralizadas

La mineralización metálica es de dos tipos principales: diseminada y masiva o en vetas. La mineralización en vetas puede encontrarse en cualquier parte del área, pero la mineralización diseminada está generalmente restringida a la zona costanera y asociada estrechamente al Batolito.

Los depósitos de vetas se encuentran en toda el área y generalmente están asociadas con rocas intrusivas. Actualmente, a lo largo del contacto oriental del Batolito están siendo explotados depósitos pequeños de tipo de relleno de fisura en los metavolcánicos de la formación Calipuy. De la misma manera pequeñas labores de igual naturaleza están ampliamente dispersos en todo el afloramiento de esta unidad volcánica. Es probable que estas vetas, en la mayoría de los casos, estén asociadas con pequeños stocks difíciles de distinguir de los volcánicos, los cuales en muchos casos es posible que ni siquiera lleguen a la superficie. Los minerales depositados en estos rellenos de fisura generalmente son calcopirita, galena y esfalerita, aunque también se ha encontrado molibdenita, oro y hierro, particularmente en localidades próximas al batolito (como nuestro caso).

En general las estructuras mineralizadas de la zona son por relleno de fracturas que en algunos casos han sufrido enriquecimiento supérgeno. Una de las principales causas del fracturamiento es la presencia de fallas transversales que tienen una orientación máxima de 300° a 310° y otras de 40° a 50° . Este patrón está de acuerdo con un sistema de fallas de desplazamiento de rumbos que se desarrolla como resultado de una compresión horizontal orientada de 265° a 85° .

En realidad la figura es más complicada ya que en el área costanera hay una notoria orientación máxima a 20°, pero a pesar de esto, la figura es bastante compatible con una compresión orientada de NE a SW, lo que está confirmado por la observación de desplazamientos dextrales en muchas fallas de los cuadrángulos de la Costa. Estas fallas transversales están desarrolladas sobre toda el área pero son más características en la parte occidental que en la oriental. Indudablemente, las fallas transversales más grandes se presentan en el Oeste, de manera que es posible que estas fallas transversales pertenezcan principalmente a la cobertura y no al basamento.

2.4.3 Geología económica

La propiedad presenta una mineralización de tipo sistema de vetas con potencias variables, de longitudes que llegan a ser de hasta 300 m, constituyendo una zona favorable para una explotación a pequeña escala. La Zona en estudio denominada Zona de la Veta Nico que se encuentra a 1.46 km de la bocamina principal Nivel 0 de La Unidad, está a una altura de 836 msnm. Esta zona muestra una mineralización interesante en todo el recorrido de la denominada Veta Nico. Dividiremos la veta en dos tramos, los cuales denominaremos Veta Nico Sur (Lado Sur) y Veta Nico Norte (Lado Norte).

Para la exploración, se usó el método de muestreo denominado Ranurado Discontinuo, el cual consiste en la obtención de trozos de muestra, no de forma continua como en el ranurado continuo, sino a lo largo de una línea, normalmente en direcciones horizontales. La distancia entre puntos puede ser variable, en función de las características y valor de la fase mineral, aunque lo normal es

separar las muestras entre 20 y 30 cm. La cantidad de muestra debe ser similar, pues de lo contrario se pueden producir sesgos en los resultados del muestreo. Valores de 45 mm de diámetro y 25-30 cm. de profundidad en las muestras se consideran normales, aunque para minerales de alto valor como en nuestro caso (el oro), estas dimensiones pueden ampliarse.

Para nuestro muestreo, se tomó el ejemplo de la mina Sigma (Val d' Or, Canadá). La cual para muestrear los filones que poseen el oro, se toman muestras espaciadas entre 0.4 y 0.5 m. El espesor de muestra varía entre 0.04 y 0.05 m; y las potencias varían de 0.1 a 0.8 m.

De esta manera obtuvimos 470 muestras (Tabla 1), las 190 primeras muestras en la Veta Nico Sur y las 280 muestras siguientes en la Veta Nico Norte, se procedió a sacar un compósito agrupando las muestras en grupos de 10. Es decir mezclamos 10 muestras consecutivas y sacamos un aproximado de 4 kg, las cuales se derivaron al laboratorio para ensayo simple (leyes de oro); de esta manera se obtuvo un representativo en cada tramo aproximado de 5 m. Al final obtuvimos 47 muestras (Tabla 2) de 4kg (19 de la Veta Nico Sur y 28 de la Veta Nico Norte).

Tabla N° 8: Muestra, la longitud, profundidad y potencia de cada muestra de veta.

MUESTRA	LONG. DE MUESTRA (m)	POTENCIA DE VETA (m)	PROFUNDIDAD DE MUESTRA (m)
1	0.04	0,46	0,18
2	0.05	0,42	0,2
3	0.05	0,51	0,2
4	0.04	0,55	0,2
5	0.05	0,56	0,2
6	0.05	0,63	0,2
7	0.04	0,37	0,19
8	0.04	0,42	0,2
9	0.05	0,45	0,2
10	0.05	0,42	0,2
11	0.04	0,48	0,19
12	0.05	0,44	0,2
13	0.05	0,56	0,2
14	0.05	0,66	0,2
15	0.05	0,38	0,2
16	0.05	0,35	0,19
17	0.05	0,34	0,2
18	0.05	0,15	0,2
19	0.05	0,29	0,2
20	0.04	0,35	0,19
21	0.05	0,48	0,18
22	0.04	0,41	0,2
23	0.05	0,14	0,2
24	0.05	0,22	0,2
25	0.05	0,29	0,2
26	0.05	0,17	0,2
27	0.04	0,16	0,19
28	0.05	0,41	0,2
29	0.04	0,32	0,19
30	0.04	0,39	0,2
31	0.05	0,83	0,2
32	0.05	0,46	0,2
33	0.04	0,65	0,19
34	0.05	0,34	0,18
35	0.05	0,51	0,2
36	0.05	0,54	0,2
37	0.05	0,52	0,2
38	0.05	0,59	0,2
39	0.05	0,27	0,2
40	0.05	0,29	0,19
41	0.05	0,81	0,19

MUESTRA Nº	LONG. DE MUESTRA (m)	POTENCIA DE VETA (m)	PROFUNDIDAD DE MUESTRA (m)
42	0.05	0,69	0,2
43	0.05	0,84	0,2
44	0.05	0,53	0,2
45	0.05	0,31	0,19
46	0.05	0,38	0,18
47	0.05	0,25	0,2
48	0.05	0,31	0,2
49	0.04	0,36	0,2
50	0.04	0,28	0,2
51	0.04	0,85	0,2
52	0.05	0,93	0,19
53	0.05	0,72	0,2
54	0.05	0,67	0,19
55	0.05	0,12	0,2
56	0.05	0,14	0,2
57	0.04	0,21	0,2
58	0.04	0,21	0,19
59	0.04	0,26	0,18
60	0.04	0,28	0,2
61	0.05	0,36	0,2
62	0.05	0,37	0,2
63	0.04	0,14	0,19
64	0.05	0,34	0,2
65	0.05	0,48	0,2
66	0.05	0,43	0,2
67	0.05	0,66	0,19
68	0.05	0,63	0,18
69	0.05	0,59	0,2
70	0.05	0,57	0,2
71	0.05	0,53	0,2
72	0.05	0,38	0,2
73	0.05	0,69	0,2
74	0.05	0,43	0,19
75	0.05	0,38	0,19
76	0.05	0,67	0,2
77	0.05	0,62	0,2
78	0.05	0,72	0,2
79	0.05	0,65	0,19
80	0.05	0,61	0,18
81	0.05	0,19	0,2
82	0.05	0,73	0,2
83	0.05	0,52	0,2
84	0.05	0,18	0,2
85	0.05	0,14	0,2

Zona 01. – Veta Nico Sur, la cual tiene una longitud de 100 m, potencia promedio de 0.40 m, una profundidad probable de al menos 37 m. El contenido determinado mediante muestras tipo ranurado discontinuo.

(Muestras 1 al 19 -Tabla II) es de 23.36 gramos de Au/tm en promedio.

Es importante indicar que mayores trabajos prospectivos son necesarios, pero calculamos que existe un mineral probable de 4350 tm, los cuales podrían aumentar significativamente.

Gráfico N° 5: Fotografía de la Veta Nico Sur



Fuente: Elaboración Propia

Zona 02. - Existe en la Zona 02, una estructura la cual hemos denominado Veta Nico Norte la cual contiene mineralización del tipo cuarzo-pirita-oro; con dimensiones de 150 m de longitud, potencia promedio de 0.48 m y una profundidad probable de al menos 70 m. el ensaye las muestras da un promedio de 18.66 gramos de Au/tm (Muestra 20 al 47 – Tabla II). Estimo que deben de permanecer 14816 tm.

Gráfico N° 6: Fotografías de la Veta Nico Norte



Fuente: Elaboración Propia.



Fuente: Elaboración Propia.

2.4.4 Tamaño y forma del yacimiento

Por su naturaleza de formación el yacimiento es un sistema de vetas y de acuerdo a la información geológica obtenida en campo se ha determinado 1 veta económica, la cual hemos dividido en 2 Sur y Norte, que se pueden cubicar reservas, hay más vetas e incluso estas 2 veta pueden cubicar más reservas pero nos centraremos en dar la forma y el tamaño de lo cubicado:

A. **Veta Nico Sur.**- En la zona 01. Tiene forma tabular, geoméricamente es un paralelepípedo cuyas dimensiones son:

Longitud horizontal L 100 m.

Profundidad buzada H 37 m.

Potencia de veta promedio P 0.40 m.

Buzamiento B1 70°

Volumen de la veta $V1 = 1480 \text{ m}^3$

B. **Veta Nico Norte.**- En la zona 02. Tiene forma tabular, geoméricamente es un trapecio cuyas dimensiones son:

Longitud horizontal L 150 m.

Profundidad buzada (mínima) Hm 20 m.

Profundidad buzada (máxima) HM 120 m

Potencia de veta promedio P 0.48 m.

Buzamiento B2 70°

Volumen de la veta $V2 = 5040 \text{ m}^3$

2.4.5 Normas y criterios de cubicación

Para cubicar la veta se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Volumen $V1 = 1480 \text{ m}^3$ $V2 = 5040 \text{ m}^3$ $V = 6520 \text{ m}^3$
- Densidad promedio tomada en campo de forma práctica $D = 2.94 \text{ tm/m}^3$
- Con los volúmenes y la densidad, podemos determinar las Toneladas Métricas

$$TM = D * V$$

Donde: $TM1 = 4351 \text{ tm}$ $TM2 = 14817 \text{ tm}$

- Estos tonelajes son totalmente teóricos la información de leyes se tiene en la parte alta es decir en la longitud "L" y en gran parte de la profundidad buzada (H) también tomada en superficie de la ladera. En superficie se tiene piques (media barreta) hechos por los trabajos antiguos de españoles de hasta 15 m. de profundidad.
- Con estas características y por falta de reportes de leyes en los cuatro lados, manteniendo un criterio conservador castigaremos las leyes halladas solo considerando el 50 %.

Estos dos tonelajes serán considerados para todos los cálculos del proyecto teniendo en total **19168 tm** de reservas.

2.4.6 Ley media

Para calcular la ley media usaremos la siguiente expresión:

$$\text{Ley Media} = \frac{\sum Li \cdot Pi \cdot li \cdot di}{\sum Pi \cdot li \cdot di}$$

Donde:

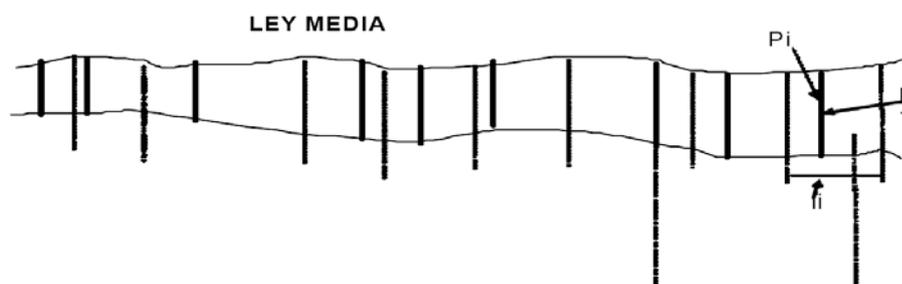


Tabla N° 9: Cuadro para el Cálculo de la Ley Media

MUESTRA N°	LEY (gr de Au/tn) Li	POT. DE VETA (m) Pi	INFLUENCIA (m) li	DENSIDAD (gr/cc) di	SUMA I Li*Pi*li*di	SUMA II Pi*li*di
1	6,12	0,28	5,27	2,91	26,28	4,29
2	8,34	0,24	5,61	3,00	33,69	4,04
3	10,60	0,30	5,52	2,94	51,44	4,85
4	12,23	0,32	5,15	2,93	59,05	4,83
5	20,23	0,38	4,90	2,93	110,37	5,46
6	24,34	0,44	4,95	3,00	158,68	6,52
7	30,23	0,46	5,74	2,92	231,55	7,66
8	35,23	0,50	5,35	2,96	278,95	7,92
9	25,12	0,45	5,44	2,94	178,78	7,12
10	26,67	0,37	5,06	2,91	143,73	5,39
11	45,45	0,45	5,18	2,90	306,55	6,74
12	56,78	0,47	4,97	2,94	391,60	6,90
13	40,23	0,37	5,84	2,92	253,15	6,29

MUESTRA Nº	LEY (gr de Au/tn)	POT. DE VETA (m)	INFLUENCIA (m)	DENSIDAD (gr/cc)	SUMA I	SUMA II
	Li	Pi	li	di	Li*Pi*li*di	Pi*li*di
14	21,12	0,52	4,95	2,92	159,66	7,56
15	15,56	0,40	5,49	3,00	102,51	6,59
16	12,23	0,33	5,11	2,94	61,00	4,99
17	10,56	0,47	5,18	2,95	75,84	7,18
18	8,97	0,53	5,37	2,92	74,69	8,33
19	8,12	0,28	5,24	2,92	34,79	4,28
20	6,12	0,42	5,67	2,96	42,83	7,00
21	7,45	0,68	5,42	2,97	82,03	11,01
22	8,12	0,51	5,31	2,93	64,30	7,92
23	8,46	0,50	5,44	2,98	68,57	8,11
24	9,12	0,57	5,61	3,00	87,49	9,59
25	10,43	0,54	5,28	2,92	86,84	8,33
26	15,54	0,52	5,74	2,93	135,90	8,75
27	17,87	0,54	5,37	2,94	152,63	8,54
28	18,43	0,57	5,67	2,90	173,04	9,39
29	34,56	0,41	5,00	3,00	213,06	6,17
30	32,21	0,68	5,63	2,93	358,65	11,13
31	38,45	0,64	5,43	2,92	390,17	10,15
32	60,12	0,38	5,71	2,94	386,55	6,43
33	74,23	0,37	5,16	2,98	421,18	5,67
34	24,12	0,47	4,95	3,00	166,91	6,92
35	18,34	0,65	5,30	2,90	183,23	9,99
36	16,87	0,63	5,22	2,95	164,44	9,75
37	14,34	0,62	5,42	2,93	141,19	9,85
38	12,34	0,39	5,78	3,00	83,45	6,76
39	10,43	0,46	5,05	2,93	71,30	6,84
40	16,43	0,41	5,25	2,90	103,56	6,30
41	15,21	0,53	5,26	2,93	124,00	8,15
42	12,26	0,41	5,06	2,94	74,96	6,11
43	10,46	0,33	4,89	2,91	49,12	4,70
44	8,23	0,27	5,19	3,00	34,34	4,17
45	6,36	0,26	5,68	2,96	27,48	4,32
46	4,24	0,28	5,01	2,94	17,36	4,09
47	4,12	0,26	5,18	2,93	16,51	4,01
TOTAL			250,00	2,94	6653,41	327,08
				LEY MEDIA	20,34	gr/tm

Fuente: Elaboración Propia

El tonelaje total es: 19168 tm.

La ley media es de 20.34 gramos de Au / tm.

2.4.7 Presencia de minerales contaminantes o castigados

En los resultados de los análisis de las muestras de mineral se han encontrado minerales como óxido de hierro, cuarzo, Alunita, Flogopita, Pirita, Arcillas, algún mineral de plata como Argentita y otros pero todos ellos en poca cantidad que no representan un problema durante el tratamiento metalúrgico y tampoco se les puede considerar como minerales secundarios a ser concentrados.

CAPITULO III

3. ESTUDIO DE MERCADO

3.1 EL ORO

El **oro** es un elemento químico de número atómico 79, situado en el grupo 11 de la tabla periódica. Es un metal precioso blando de color amarillo. Su símbolo es **Au** (del latín *aurum*). Es un metal de transición blando, brillante, amarillo, pesado, maleable y dúctil. El oro no reacciona con la mayoría de los productos químicos, pero es sensible al cloro y al agua regia. El metal se encuentra normalmente en estado puro y en forma de pepitas y depósitos aluviales y es uno de los metales tradicionalmente empleados para acuñar monedas. Se utiliza en la joyería, la industria y la electrónica por su resistencia a la corrosión.

Localización. El oro se encuentra distribuido por todo el mundo, pero es muy escaso, de tal suerte que es un elemento raro. El agua de mar contiene concentraciones bajas de oro del orden de 10 partes de oro por billón de partes de agua. En el plancton o en el fondo marino se acumulan concentraciones superiores. En la actualidad, no existen procesos económicos adecuados para la extracción del oro marino. El oro metálico, o nativo, y varios minerales como

teluros son las únicas formas de oro presentes en la Tierra. El oro nativo existe en las rocas y minerales de otros metales, especialmente en el cuarzo y la pirita, o puede estar disperso en arenas y gravas (oro aluvial).

Características. Exhibe un color amarillo en bruto. Es considerado por algunos como el elemento más bello de todos y es el metal más maleable y dúctil que se conoce. Una onza (31,10 g) de oro puede moldearse en una lámina que cubra 28 m². Como es un metal blando, son frecuentes las aleaciones con otros metales con el fin de proporcionarle dureza. Además, es un buen conductor del calor y de la electricidad, y no le afecta el aire ni la mayoría de los agentes químicos. Tiene una alta resistencia a la alteración química por parte del calor, la humedad y la mayoría de los agentes corrosivos, y así está bien adaptado a su uso en la acuñación de monedas y en la joyería.

Se trata de un metal muy denso, con un alto punto de fusión y una alta afinidad electrónica. Sus estados de oxidación más importantes son 1+ y 3+. También se encuentra en el estado de oxidación 2+, así como en estados de oxidación superiores, pero es menos frecuente. La estabilidad de especies y compuestos de oro con estado de oxidación III, frente a sus homólogos de grupo, hay que razonarla considerando los efectos relativistas sobre los orbitales 5d del oro.

La química del oro es más diversa que la de la plata, su vecino inmediato de grupo: seis estados de oxidación exhibe -I a III y V. El oro -I y V no tiene contrapartida en la química de la plata. Los efectos relativistas, contracción del orbital 6s, hacen al oro diferente con relación a los elementos más ligeros de su grupo: formación de interacciones Au-Au en complejos polinucleares. Las

diferencias entre Ag y Au hay que buscarlas en los efectos relativistas que se ejercen sobre los electrones 5d y 6s del oro. El radio covalente de la tríada de su grupo sigue la tendencia $\text{Cu} < \text{Ag} > \text{Au}$; el oro tiene un radio covalente ligeramente menor o igual al de la plata en compuestos similares, lo que podemos asignar al fenómeno conocido como "contracción relativista + contracción lantánida".

Electrones solvatados en amoníaco líquido reducen al oro a Au^- . En la serie de compuestos MAu (M: Na, K, Rb, Cs) se debilita el carácter metálico desde Na a Cs. El CsAu es un semiconductor con estructura CsCl y se describe mejor como compuesto iónico: Cs^+Au^- . Hay que resaltar los compuestos iónicos del oro del tipo RbAu y CsAu con estructura tipo CsCl (8:8), ya que se alcanza la configuración tipo pseudogas noble del Hg (de $6s^1$ a $6s^2$) para el ión Au^- (contracción lantánida + contracción relativista máxima en los elementos Au y Hg). El subnivel 6s se acerca mucho más al núcleo y simultáneamente el 6p se separa por su expansión relativista. Con esto se justifica el comportamiento noble de estos metales. La afinidad electrónica del Au, $-222,7\text{kJmol}^{-1}$, es comparable a la del yodo con $-295,3\text{kJmol}^{-1}$. Recientemente se han caracterizado óxidos $(\text{M}^+)_3\text{Au}^-\text{O}^{2-}$ (M = Rb, Cs) que también exhiben propiedades semiconductoras.

3.2 APLICACIONES

El oro puro o de 24k es demasiado blando para ser usado normalmente y se endurece aleándolo con plata y/o cobre, con lo cual podrá tener distintos tonos de color o matices. El oro y sus muchas aleaciones se emplean bastante en joyería, fabricación de monedas y como patrón monetario en muchos países. El oro se

conoce y se aprecia desde tiempos remotos, no solamente por su belleza y resistencia a la corrosión, sino también por ser más fácil de trabajar que otros metales y menos costosa su extracción. Debido a su relativa rareza, comenzó a usarse como moneda de cambio y como referencia en las transacciones monetarias internacionales. Hoy por hoy, los países emplean reservas de oro puro en lingotes que dan cuenta de su riqueza, véase patrón oro.

En joyería fina se denomina oro alto o de 18k aquél que tiene 18 partes de oro por 6 de otro metal o metales (75% en oro), oro medio o de 14k al que tiene 14 partes de oro por 10 de otros metales (58,33% en oro) y oro bajo o de 10k al que tiene 10 partes de oro por 14 de otros metales (41,67% en oro). En joyería, el oro de 18k es muy brillante y vistoso, pero es caro y poco resistente; el oro medio es el de más amplio uso en joyería, ya que es menos caro que el oro de 18k y más resistente, y el oro de 10k es el más simple.

Debido a su buena conductividad eléctrica y resistencia a la corrosión, así como una buena combinación de propiedades químicas y físicas, se comenzó a emplear a finales del siglo XX como metal en la industria.

En joyería se utilizan diferentes aleaciones de oro alto para obtener diferentes colores, a saber:

- Oro amarillo = 1000 g de oro amarillo tienen 750 g de oro, 125 g de plata y 125 g de cobre.
- Oro rojo = 1000 g de oro rojo contienen 750 g de oro y 250 g de cobre.

- Oro rosa = 1000 g de oro rosa contienen 750 g de oro, 50 g de plata y 200 g de cobre.
- Oro blanco = 1000 g de oro blanco tienen 750 g de oro y 160 g de paladio y 90 g de plata.
- Oro gris = 1000 g de oro gris tienen 750 g de oro, alrededor de 150 g de níquel y 100 g de cobre.
- Oro verde = 1000 g de oro verde contienen 750 g de oro y 250 g de plata.

Cabe mencionar que el color que se obtiene, excepto en oro blanco, es predominantemente amarillo, es decir, un "oro verde" no es verde, sino en amarillo denominado de tonalidad "verde".

Otras aplicaciones

- El oro ejerce funciones críticas en comunicaciones , naves espaciales, motores de aviones a reacción y otros muchos productos.
- Su alta conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación ha permitido un amplio uso como capas delgadas electrodepositadas sobre la superficie de conexiones eléctricas para asegurar una conexión buena, de baja resistencia.
- Como la plata, el oro puede formar fuertes amalgamas con el mercurio que a veces se emplea en empastes dentales.
- El oro coloidal (nanopartículas de oro) es una solución intensamente coloreada que se está estudiando en muchos laboratorios con fines

médicos y biológicos. También es la forma empleada como pintura dorada en cerámicas.

- El ácido cloroaúrico se emplea en fotografía.
- El isótopo de oro ^{198}Au , con un periodo de semidesintegración de 2,7 días, se emplea en algunos tratamientos de cáncer y otras enfermedades.
- Se emplea como recubrimiento de materiales biológicos permitiendo ser visto a través del microscopio electrónico de barrido (SEM).
- Se emplea como recubrimiento protector en muchos satélites debido a que es un buen reflector de la luz infrarroja.
- En la mayoría de las competiciones deportivas es entregada una medalla de oro al ganador, entregándose también una de plata al subcampeón y una de bronce al tercer puesto.
- Se ha iniciado su uso en cremas faciales o para la piel.
- Se utiliza para la elaboración de flautas traveseras finas debido a que se calienta con mayor rapidez que otros materiales facilitando la interpretación del instrumento.

3.3 SIMBOLOGÍA DEL ORO

El oro se ha empleado como símbolo de pureza, valor, realeza, etc. El principal objetivo de los alquimistas era producir oro partiendo de otras sustancias como el plomo, mediante la búsqueda de la llamada piedra filosofal. No hay constancia histórica de que se logre, excepto por rumores y mitos.

Actualmente está comprobado químicamente que es imposible convertir metales inferiores en oro, de modo que la cantidad de oro que existe en el mundo es constante. En el Evangelio de Mateo, es uno de los regalos que los reyes magos ofrecieron al niño Jesús en la epifanía. En heráldica, representa todo poder económico y es símbolo de vanidad.

3.4 ROL EN LA BIOLOGÍA

El oro no es un elemento esencial para ningún ser vivo. Sin embargo, en la antigüedad algunos creían que ingerir sus alimentos diarios servidos en platos de oro podría prolongar su tiempo de vida y retardar el envejecimiento. También durante la gran peste negra en Europa algunos alquimistas pensaron que podrían curar a los enfermos haciéndoles ingerir oro finamente pulverizado. Todo esto son solo supersticiones.

Sin embargo, en la actualidad se le ha dado algunos usos terapéuticos: algunos tiolatos (o parecidos) de oro (I) se emplean como antiinflamatorios en el tratamiento de la artritis reumatoide y otras enfermedades reumáticas. No se conoce bien el funcionamiento de estas sales de oro. El uso de oro en medicina es conocido como crisoterapia.

La mayoría de estos compuestos son poco solubles y es necesario inyectarlos. Algunos son más solubles y se pueden administrar por vía oral. Este tratamiento suele presentar bastantes efectos secundarios, generalmente leves, pero es la principal causa de que los pacientes lo abandonen. El miedo irracional al oro es la

crisofobia, que no hay que confundir con su variante, la aurantofobia (miedo al dinero).

3.5 COMPUESTOS

No existe evidencia del estado de oxidación IV, pero si para el Au(V) en el fluoruro AuF_5 (rojo oscuro, $d > 60^\circ\text{C}$, inestable, polimérico y diamagnético; la estructura consiste en octaedros AuF_6 unidos por los vértices, generando un polímero monodimensional) y en el anión complejo $[\text{AuF}_6]^-$ (oxidante fuerte, el más fuerte de las especies metálicas $[\text{MF}_6]^-$, donde tenemos una configuración de bajo espín d^6).

El oro forma bastantes complejos pero pocos compuestos sencillos. No se ha aislado un óxido con Au (I), pero si el AuO que contiene Au^+ y Au^{3+} , pero el estado I solo es estable en estado sólido o en forma de complejos estables como el anión lineal $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, ya que en disolución se desproporciona en oro y oro (III). El óxido Au_2O_3 se obtiene, como precipitado amorfo, $\text{Au}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$, de color marrón, en medio alcalino a partir del halurocomplejo planocuadrado $[\text{AuCl}_4]^-$. El Au_2O_3 cristalino, polímero monodimensional, se obtiene mejor por vía hidrotermal y su estructura se genera con grupos planocuadrados $[\text{AuO}_4]$ unidos por vértices, es poco estable como es de esperar y descompone en Au y O_2 a 150°C .

La cloración de polvo de oro a 200°C da moléculas diméricas planas de Au_2Cl_6 , rojo ($d > 160^\circ\text{C}$), que es el reactivo de partida para preparar muchos compuestos de oro; cuando se calienta a 160°C nos da el AuCl . Se conocen los tres monohaluros

AuX ($X = Cl, Br, I$) cuya estructura se define por cadenas en zig-zag $\dots X-Au-X\dots$, con puentes angulares $Au-X-Au$ ($72^\circ-90^\circ$).

El ion dicianoaurato $[Au(CN)_2]^-$ de gran importancia metalúrgica se forma con facilidad cuando se hace reaccionar oro con disoluciones de cianuros en presencia de aire o agua oxigenada. El Au (III) es d^8 e isoelectrónico con Pt (II), teniendo sus complejos preferencia por la geometría plana cuadrada. La disolución de oro en agua regia o de Au_2O_3 en ácido clorhídrico concentrado nos da el ion tetracloroaurato (III), $[AuCl_4]^-$, que se usa como "oro líquido" para decorar cerámicas y vidrios, ya que cuando se calienta nos deja una película de oro. La evaporación de estas disoluciones nos dan cristales amarillos de $(H_3O)[AuCl_4] \cdot 3H_2O$; las disoluciones acuosas de esta sal genera un medio fuertemente ácido Este anión tetracloroaurato (III), $[AuCl_4]^-$, se hidroliza fácilmente a $[AuCl_3OH]^-$.

El "tricloruro de oro" (Au_2Cl_6) y el "ácido cloro áurico" ($(H_3O)[AuCl_4] \cdot 3H_2O$) son algunos de los compuestos más comunes de oro. También tenemos otros aniones planocuartados del tipo $[AuX_4]^-$, siendo X: $F^-, Cl^-, Br^-, I^-, CN^-, SCN^-$ y NO_3^- ; éste último como uno de los pocos ejemplos auténticos donde el ion nitrato actúa como ligando monodentado, al igual que en los complejos equivalentes de Pd(II) y Pt(II).

Por otro lado se conocen cationes complejos con amoníaco, aminas, piridina y con ligandos quelatos como etilendiamina: $[Au(NH_3)_4]^{3+}$ y $[AuCl_2(py)_2]^+$. En el complejo $[AuCl_2(en)_2]^+$ tenemos una coordinación rara para el Au(III) en un entorno octaédrico distorsionado.

Incidir en que la mayoría de los compuestos que se cree que contienen oro (II) en realidad se tratan de compuestos de valencia mixta como el dicloruro de oro que en realidad es el tetrámero $(\text{Ag}^{\text{I}})_2(\text{Ag}^{\text{III}})_2\text{Cl}_8$ donde tenemos Au(III) planocuadrado y Au(I) lineal y su color oscuro se origina por la transferencia de carga entre ambos centros metálicos.

También forma cúmulos de oro (compuestos clúster), aspecto desconocido en la química del cobre su homólogo de grupo más ligero. En este tipo de compuestos hay enlaces entre los átomos de oro que están favorecidos por los efectos relativistas. A algunos de estos compuestos se les denomina "oro líquido". El clúster trimetálico más voluminoso caracterizado por difracción de rayos-X corresponde al macroanión, $[(\text{Ph}_3\text{P})_{10} \text{Au}_{12}\text{Ag}_{12}\text{PtCl}_7]^-$, en cuya formación juega un rol importante el oro. Éste contiene 25 átomos de elementos vecinos del bloque d y sin participación de metales ligeros de la primera serie de transición: $12\text{Au} + 12\text{Ag} + 1\text{Pt}$. Esta especie clúster queda definida estructuralmente por dos icosaedros Au_6Ag_6 unidos por un vértice común de oro, situándose en el centro de un icosaedro un átomo de platino y en el segundo el átomo central es de oro.

3.6 ABUNDANCIA Y OBTENCIÓN

Debido a que es relativamente inerte, se suele encontrar como metal, a veces como pepitas grandes, pero generalmente se encuentra en pequeñas inclusiones en algunos minerales, vetas de cuarzo, pizarra, rocas metamórficas y depósitos aluviales originados de estas fuentes. El oro está ampliamente distribuido y a menudo se encuentra asociado a los minerales cuarzo y pirita, y se combina con telurio en los minerales calaverita, silvanita y otros. Sudáfrica es el principal

productor de oro cubriendo aproximadamente dos tercios de la demanda global. Los romanos extraían mucho oro de las minas españolas, pero hoy en día muchas de las minas de este país están agotadas.

El oro se extrae por lixiviación con cianuro. El uso del cianuro facilita la oxidación del oro formándose $\text{Au}(\text{CN})_2^{2-}$ en la disolución. Para separar el oro se vuelve a reducir empleando, por ejemplo, zinc. Se ha intentado reemplazar el cianuro por algún otro ligando debido a los problemas medioambientales que genera, pero o no son rentables o también son tóxicos. En la actualidad hay miles de comunidades en todo el mundo en lucha contra compañías mineras por la defensa de sus formas de vida tradicionales y contra los impactos sociales, económicos y medioambientales que la actividad minera de extracción de oro por lixiviación con cianuro genera en su entorno. Hay una gran cantidad de oro en los mares y océanos, siendo su concentración de entre $0,1 \mu\text{g}/\text{kg}$ y $2 \mu\text{g}/\text{kg}$, pero en este caso no hay ningún método rentable para obtenerlo.

Productores mundiales de oro

La producción mundial de oro durante el 2010 alcanzó un total de 16,20 millones de toneladas métricas de oro fino. El principal país productor es China, seguido por Australia y Estados Unidos.

Tabla N° 10: Ranking de los productores mundiales de oro en el 2010.

RANKING	PAIS	Producción 2010 (en mill. ton/año)
1	China	345.0
2	Australia	255.0
3	Estados Unidos	230.0
4	Rusia	190.0
5	Sudáfrica	190.0
6	Perú	170.0

Fuente: www.oroymas.com

3.7 VALORIZACIÓN DEL ORO Y TENDENCIA DEL MERCADO MUNDIAL

Ante las idas y vueltas de los mercados, tan susceptibles a cualquier anuncio de política económica que provocan subidas, correcciones y desplomes, tanto de las Bolsas como en las materias primas o las divisas, los pequeños y medianos inversores, nos encontramos ante la duda respecto de la continuidad de la racha alcista del oro.

Según los expertos y tal como han hecho público los directivos de Goldcorp, la quinta compañía productora de oro en el mundo, los fundamentos de la oferta y la demanda de oro, hacen suponer que a la racha alcista del oro aún le queda un buen recorrido. Según estos expertos, la ola alcista del oro aún no va a terminar. De hecho, estiman que se encuentra a mitad de camino y que, en consecuencia, el metal dorado aún tiene un interesante recorrido que desarrollar.

Por el lado de la oferta, la producción de oro no sólo que se mantiene limitada, sino que ha caído en los últimos diez años, factor restrictivo que se combina con

un aumento sostenido de la demanda mundial en igual periodo, producto de la búsqueda de un activo refugio y el tradicional consumo en joyería.

El banco británico HSBC elevó sus proyecciones de precios del oro desde el 2011 al 2013 debido a que el metal se beneficia del temor a los niveles altos de endeudamiento público, el riesgo geopolítico y las pocas alternativas seguras de cobertura.

“Los incrementos en la producción minera y el suministro de reciclado y una probable caída en la demanda de joyería podrían limitar el alza, pero es improbable que la reviertan,” dijo el banco.

HSBC subió su proyección del precio del oro para el 2011 a 1,630 dólares por onza desde 1,590 dólares.

El banco también elevó su proyección del precio del oro para el 2012 a 2,025 dólares desde 1,625 dólares, y su estimación para el 2013 a 1,850 dólares desde 1,550 dólares.

HSBC agregó que la demanda de inversores era el principal factor detrás de las alzas de precios. “Tras varios años de crecimiento relativamente fuerte, la demanda de fondos bursátiles de oro parece estar moderándose, aunque permanece positiva”, agregó.

Sin embargo, el banco dijo que la moderación de la demanda de estos fondos no representa una caída general en la demanda de oro de inversionistas.

3.8 CUADROS ESTADÍSTICOS

De la evaluación de estos cuadros y de todos los puntos de vista y conceptos expuestos anteriormente podemos concluir que el Oro es un mineral de amplio mercado que siempre es requerido y en cuanto a su precio está en constante alza de forma sostenida, que nos garantiza que el precio no tendrá una caída repentina a corto y mediano plazo por el contrario se mantendrá por encima de los US\$ 1000.00 la onza.

CUADROS ESTADISTICO SOBRE LA TENDENCIA DEL PRECIO DEL ORO EN LOS ULTIMOS 5 AÑOS

Gráfico N° 7: Cuadro estadístico sobre el precio del oro en el año 2006



Fuente: www.Kitco.com

Gráfico N° 8: Cuadro estadístico sobre el precio del oro en el año 2007



Fuente: www.kitco.com

Gráfico N° 9: Cuadro estadístico sobre el precio del oro en el año 2008



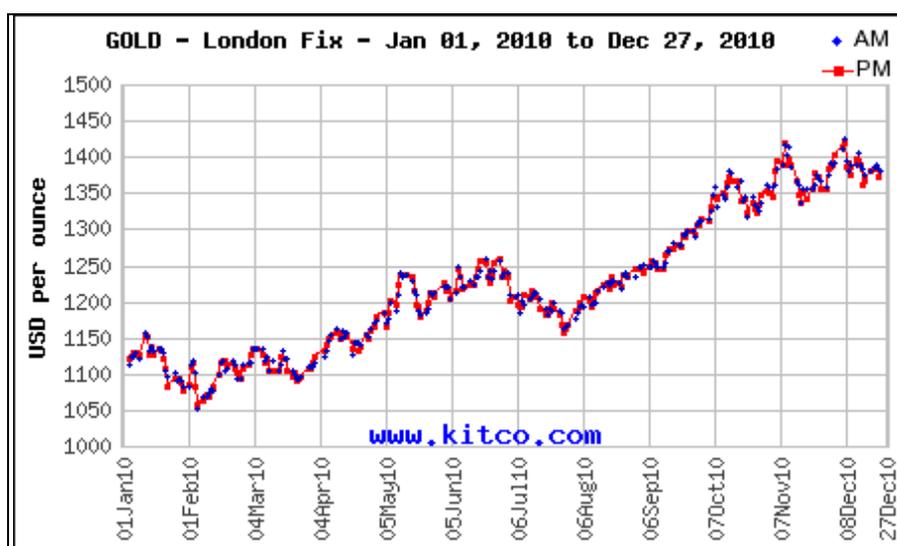
Fuente: www.kitco.com

Gráfico N° 10: Cuadro estadístico sobre el precio del oro en el año 2009



Fuente: www.kitco.com

Gráfico N° 11: Cuadro estadístico sobre el precio del oro en el año 2010



Fuente: www.kitco.com

Resumen: En todos estos cuadros estadísticos en los últimos 5 años la tendencia del precio del Oro es de mantenerse en asenso constante sin tener repentinamente picos demasiado altos que generarían caídas bruscas en su precio. Asegurándose a corto y mediano plazo su buena cotización.

CAPITULO IV

4. ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

En el presente capítulo mostraré un resumen del Estudio de Impacto Ambiental Semidetallado: Proyecto Integral de Explotación y de Planta de Beneficio de la Concesión Minera “Capacho de Oro I” de la Empresa Minera Vicus S.A.C.

4.1 MARCO LEGAL GENERAL

Las principales normas y reglamentos legales que rigen las actividades minero-metalúrgicas, la salud, medio ambiente y seguridad son resumidas a continuación:

- Constitución Política del Perú.
- Código de Medio Ambiente y Recursos Naturales-D.L. N° 613.
- Ley Marco para el crecimiento de la Inversión Privada-D.L N° 757.
- Ley General de Aguas.
- Ley Orgánica para el Aprovechamiento Sostenido de los Recursos Naturales.
- Ley de Áreas Naturales Protegidas (ANP)-Ley N° 26834.

- Ley sobre la Conservación y Aprovechamiento Sostenible de la Diversidad Biológica-Ley N° 26839.
- Ley Orgánica de Municipalidades.
- Ley General de Amparo al Patrimonio Cultural de la Nación-La Ley N° 24047.
- Ley General de Salud-Ley N° 26842.
- Ley de los Derechos de Participación Ciudadana-Ley N° 26300.
- Observación de EIA por el INRENA-Decreto Supremo 056-97-PCM.
- Ley del Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental. Ley N° 27446 (SEIA).
- Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería-Decreto Supremo N° 014-92-EM, y sus modificatorias.
- Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero Metalúrgica-Decreto Supremo N° 016-93-EM, modificado a través del Decreto Supremo N° 059-93-EM.
- Reglamento de Participación Ciudadana en el Procedimiento de aprobación de los Estudios Ambientales presentados al Ministerio de Energía y Minas-R.M. N° 728-99-EM/VMM.
- Guías Ambientales del Ministerio de Energía y Minas.
- Reglamento de Seguridad e Higiene Minera-DS-046-2001-EM.
- Niveles Máximos Permisibles para los Efluentes Líquidos-Resolución Ministerial N° 011-96-EM/VMM.
- Reglamentos para las Emisiones y Calidad del Aire-Resolución Ministerial N° 315-96-EM/VMM.

- Límites Permisibles para Agentes Químicos-D.S.N° 023-92-EM.

4.2 PERMISOS Y/O AUTORIZACIONES OBTENIDOS Y EN TRÁMITE

4.2.1 Concesiones: minera y planta de beneficio

Título de la concesión minera metálico “Capacho de Oro I”, con código N° 01-03700-97. La petición de la Concesión de Planta de Beneficio se solicitara con la presentación de este EIA-sd.

4.2.2 Tierras superficiales

El proyecto minero se encuentra localizado en tierras eriazas del estado y actualmente la empresa viene solicitando los derechos y permisos correspondientes, según las leyes de la Inversión Privada en el Desarrollo de las Actividades Económicas en las Tierras del Territorio Nacional y de las Comunidades Campesinas y Nativas y su Reglamento.

4.2.3 Evaluación ambiental – Proyecto de Exploración Minera Capacho de Oro I

Aprobada por Resolución Directorial N° 107-2002-EM/DGAA del 2 de Abril de 2002.

4.2.4 Certificado ambiental y calificación del proyecto

Aprobado por Resolución Directorial N° 432-2004-MEM/AAM del 23 de Setiembre de 2004.

4.2.5 Otras autorizaciones

- Licencia de uso de agua para la industria minera y consumo doméstico, expedida por Resolución Administrativa N° 103-2004-AG-DRA.LC/ATDRB.
- Licencia de Funcionamiento de Polvorines-Resolución Directorial N° 000362/2001-IN-1703-2.
- Autorización Global de Uso de Explosivos-Resolución Directorial N° 02025/2003-IN-1703.
- Constancia de Compromiso de Trabajos de Apoyo Comunitario en el Centro Poblado Las Minas, del 15 de Enero de 2004.

4.3 INFORMACION DE LINEA BASE AMBIENTAL

4.3.1 Medio ambiente físico

a. Fisiográfica y topografía

El proyecto se ubica en la margen derecha del Río Supe en una de las estribaciones de los Andes Occidentales, ocupando un terreno eriazo constituido por rocas andesitas y conglomerados aluviales. La mina se ubica en una pequeña línea de cerros bajos, con altitudes de 500 a 900 m.s.n.m. La Planta de Beneficio en la margen derecha del curso medio de una quebrada, afluente del Río Supe. En la parte baja de la zona donde se desarrollará el proyecto se puede diferenciar el Valle del Río Supe que constituye una zona plana con suave inclinación, con un ancho promedio de un kilómetro, desarrollándose áreas agrícolas en algunos

lugares; los cerros colindantes con el lecho del río y quebradas que constituye elevaciones de regular altura.

Las laderas presentan pendientes de 40° a 50°, destacando algunas escarpas rocosas. Los cerros tienen formas piramidales, trapezoidales y alargadas, ensanchadas en su base y los conos de deyección constituyendo zonas de suave inclinación hacia el río Supe, con pendientes de 8°.

b. Geología, litología y suelos

En el área de estudio, se ha identificado rocas sedimentarias, ígneas y metamórficas, cuyas edades oscilan entre el Jurásico Superior y el Cuaternario reciente. Las rocas más antiguas afloran irregularmente en la parte baja de las estribaciones occidentales del macizo cordillerano. Los depósitos más recientes ocurren en el sector de la denominada faja costanera y en las quebradas secas que descienden de las estribaciones occidentales de la cordillera andina.

Las rocas ígneas intrusivas y extrusivas se distribuyen ampliamente en las partes media y alta de la cuenca, en donde constituyen afloramientos de grandes proporciones. Las rocas metamórficas se encuentran formando parte de la secuencia sedimentaria de la región, principalmente de las formaciones mesozoicas. En relación a la litología, en el área estudiada se localizan rocas intrusivas y depósitos recientes. Los depósitos recientes están constituidos por los depósitos fluviales y depósitos aluviales. En la zona minera predominan las rocas andesitas. El área en estudio presenta un suelo característico al de las montañas costaneras, con zonas de pendientes abruptas donde la erosión impide su formación y zonas de laderas, cuya inclinación no es muy pronunciada, con un

suelo seco e inhóspito. La falta de agua y ausencia de vegetación mantienen el proceso químico paralizado, lo que determina que no existan cambios esenciales.

El suelo en el área del proyecto, por la aridez que presenta, no es apto para desarrollar actividades de carácter agrícola, a nivel doméstico ni industrial.

c. Riesgos Naturales

Castillo y Alva (1993) sugieren que para periodos de 50 años, la zona costanera debe ser afectada con aceleraciones del orden de 0.50g y 0.60g (los más altos), por lo que el área del proyecto se ubica en la región sísmica de alta peligrosidad e intensidad IX de acuerdo a la escala de intensidades de Mercalli modificada.

d. Clima y Meteorología

El área del proyecto presenta un clima semicálido (promedio de 23°C), con predominio de luz solar durante casi todo el año. Las precipitaciones son escasas, de régimen veraniego. La humedad relativa por lo general es seca, con vientos suaves esporádicos. Y predomina el Sol durante todo el año. Durante el monitoreo se apreciaron los siguientes promedios: de temperatura de 23,6°C; de humedad relativa de 62%, de viento de 8,5KM/h, con periodos prolongados de calma y dirección de origen predominante de WNW y SW. La precipitación fue nula.

e. Calidad del Aire y Ruidos

Se instalaron dos estaciones de monitoreo de aire, obteniéndose los siguientes niveles máximos de concentración: de Partículas en suspensión PM10 de 36,53 $\mu\text{g}/\text{m}^3$; de Plomo 0,23 $\mu\text{g}/\text{m}^3$; Arsénico 0,04 $\mu\text{g}/\text{m}^3$; y Dióxido de Azufre 24,87

$\mu\text{g}/\text{m}^3$; los cuales se encuentran por debajo de los Niveles Máximos Permisibles establecidos. Para evaluar niveles de ruido, se hicieron mediciones en los lugares donde se ubican algunas instalaciones mineras y donde se van a acomodar las instalaciones metalúrgicas, obteniéndose que en gran parte los niveles de ruido son menores a 85dB (Límite Máximo permisible), con excepción de los lugares donde funcionan la compresora y el grupo electrógeno, debiéndose usar protectores auditivos en estos sitios, así como en la futura área de chancado y molienda de la Planta de Beneficio.

f. Recursos de Agua Superficial

▪ **Calidad de Agua:** Se establecieron 3 puntos: antes (M1), después (M2) y en una de las pozas de agua para uso industrial (M3) y los resultados fueron los siguientes:

Tabla N° 11: Cuadro de monitoreo de aguas superficiales

Punto de Monitoreo	Parámetros								
	PH	Temp	TSS	Pb	Cu	Zn	Fe	As	CNT
Unidades		°C	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
M-1	7.8	23	<5.0	<	<0.025	0.004	<	<0.00	<
M-2	6.8	26	15.4	<	<0.025	0.005	<	0.017	<
M-3	7.5	29	<5.0	<0.05	<0.05	0.011	<	0.016	<

Fuente: EIASM de la Concesión Capacho de Oro I

Los cuales se encuentran ampliamente dentro de los Niveles Máximos permisibles, tanto los fijados por la Ley de Aguas como los señalados por el Ministerio de Energía y Minas.

- **Hidrología:** La cuenca del río Supe, pertenece al Sistema Hidrográfico del Pacífico, cuenta con un área de drenaje total de 1008 km²; el curso del río Supe desde, sus nacientes hasta su desembocadura en el Océano Pacífico, es bastante sinuoso, tiene una longitud máxima de recorrido, desde sus nacientes hasta su desembocadura, de 92 km., con pendiente fuerte, presentando un relieve escarpado y en partes abrupto, cortado por quebradas profundas y estrechas gargantas.

El escurrimiento superficial se debe, predominantemente, a la precipitación estacional que cae sobre las laderas occidentales de la Cordillera de los Andes, por lo que su caudal es irregular presentando valores máximos de hasta 60 m³/s hasta niveles mínimos de 0 m³/s ó casi 0 m³/s en épocas que el río se presenta seco. Además se puede disponer de fuentes artificiales de aguas subterráneas, que junto con el agua del río se utilizan para la agricultura, el consumo doméstico y agropecuario.

4.3.2 Medio ambiente biológico

a. Eco regiones

El proyecto se ubica en la denominada zona: el “Desierto Costanero del Pacífico Peruano”, en la parte Centro occidental del Perú.

b. Flora terrestre

Dentro del área del proyecto no se ha observado la presencia de ningún tipo de especie vegetal debido a que el lugar es una zona extremadamente árida, sin embargo se ha observado algunas plantaciones de cactus efectuado por la Empresa

Minera como parte de su proyecto de forestación. En las áreas vecinas, ya en el valle del río Supe, se observa vegetación diversa correspondiente a campos de cultivo, vegetación arbórea, pastizales y hierbas como: eucalipto, Ponciano, bambú, tuna, molle, jacaranda, huarango, tulipán, chiflera, grama salaa, junco, carrizo, caña brava, caña de azúcar, maíz, algodón, zapallo, sandía, ají, col, tomate, choclo, maíz, frijol, lenteja, yuca, camote, cítricos, palta, plátano, chirimoya, granadilla, alfalfa, gramalote, etc. No se ha encontrado ni por referencias especies raras de flora en peligro de extinción.

c. Fauna terrestre

Se observan mamíferos como el zorro costero, ganado vacuno y bestias de carga como caballos y burros; reptiles como lagartijas, insectos como grillo común, mosquitos, moscas, mayate, etc.; y gran cantidad de aves, destacando la lechuza, el pampero, el gallinazo de cabeza negra, el halcón, el gorrión americano, la cuculí, la tórtola, etc. No se han encontrado ni por referencias especies raras de fauna en peligro de extinción.

d. Recursos hidrobiológicos

Se ha tenido especial cuidado en observar la flora y fauna hidrobiológica del río Supe, a un kilómetro aguas arriba y aguas debajo de las operaciones mineras, no habiéndose identificado ninguna variedad de peces y camarones a excepción de renacuajos y lombrices que se encuentran en las pozas del cauce del río. Así mismo, no se ha observado ninguna especie de flora acuática en el espacio antes indicado.

4.3.3 Medio ambiente social, económico y cultural

Muy cerca al área del proyecto se ubica el centro poblado Las Minas, el cual contaba en 1993 con 237 habitantes, con el 55% de varones y 45% de mujeres. Se estima que en la actualidad debe ser alrededor de 336 habitantes, 47% de la población es menor de 14 años, el 49% entre 14 y 64 años y el 4% son de 65 a más años. El 19% de la población es analfabeta. En 1993 la población económicamente activa era de 86 pobladores que representaban el 36% de la población. De ellos el 47% se dedicaban a la agricultura y el 53% se dedicaba a los trabajos independientes. En 1993 existían 50 viviendas, de las cuales el 94% eran propias y 3 de terceros; el 96% de los pobladores de la zona vivían en casa independiente, mientras que el 4% no vivían en casa independiente. Los materiales más usados para su construcción son esteras, ladrillos, piedra con barro, paja, calamina y otros; pocas casas cuentan con servicios higiénicos y las que tienen utilizan pozos ciegos. Anteriormente, el abastecimiento de agua para uso doméstico era directamente de las aguas del río Supe; recientemente, desde el año 2003, disponen de agua potable con una instalación de tubería de 4Km. de longitud y 2" de diámetro con reservorios de 20 m³ de capacidad.

4.3.4 Ambiente de interés humano

Dentro del área donde se desarrollara el proyecto de explotación minera, no se observa evidencia arquitectónica ni material cerámico, que evidencie la presencia de restos arqueológicos; tampoco se observa áreas naturales protegidas.

4.3.5 Identificación y consulta a los grupos de interés

La participación ciudadana es un instrumento de gestión, que permite plasmar en acciones concretas los lineamientos de las políticas estatales, canaliza la información y elementos de apoyo para la adopción de decisiones orientadas al desarrollo sostenible. De acuerdo a lo señalado por el Código de Medio Ambiente y Recursos Naturales y la Ley de los Derechos de Participación Ciudadana-Ley N° 26300, se solicitó la participación de los pobladores del centro poblado. Las Minas, ya que pueden considerarse afectados directa e indirectamente por el proyecto, ya sea en forma positiva o negativa.

El mecanismo adoptado para realizar la participación ciudadana fue un diálogo directo con los encuestados, con la finalidad de escuchar opiniones, sugerencias o inquietudes del poblador. Así mismo se optó por la encuesta socio-económica que involucra las características sociales, económicas, legislación ambiental, medio ambiente, recursos naturales, conocimiento del proyecto, aspectos básicos de la sociedad y medio de vida.

Los entrevistados opinaron que el establecimiento de una compañía minera en el lugar generará puestos de trabajo y contribuirá con el desarrollo de carreteras, servicios de salud, alumbrado eléctrico. Así mismo contribuirá con el desarrollo económico y social del lugar.

Como resultado de las encuestas tenemos:

- El 48% lo conforman las edades entre 18 a 30 años, el 22% lo conforman las edades entre 31 a 40 años, el 20% lo conforman las edades entre 41 a 50 años y el 10% lo conforman las edades entre 51 a 60 años.
- El 35% son varones y el 15% son mujeres.
- El 50% tiene grado de instrucción primaria, el 48% tiene grado de instrucción secundaria y solo el 4% tiene grado de instrucción superior.
- El 60% provienen de provincias diferentes como Huacho, Madre de Dios, Huaraz, Pativilca, etc. Mientras que el 40% son nativos de la zona.
- La actividad laboral predominante es la minería con un 36%, seguido por la agricultura con un 32%, las amas de casa ascienden a un 28% y 4% son mecánicos y estudiantes.
- El 88% de los encuestados poseen una casa propia, el 10% son guardianes y el 2% viven en alquiler.
- El 82% tiene vivienda de adobe, el 10% de ladrillo y 8 % de otro material.
- El 86% consumen agua potable, el 12% lo hacen de un manantial y el 2% su consumo es de otra fuente.
- El 78% utiliza el servicio de alumbrado a batería y el 22% utilizan velas.
- El 100% de los encuestados mencionan que en la zona no cuentan con servicio de salud.
- El 98% de los encuestados están de acuerdo que funcione en la zona una empresa minera, mientras que el 2% no está de acuerdo.
- El 50% cree que las operaciones mineras contaminan el ambiente y el otro 50% menciona que no contamina el ambiente.

- El 100% de los encuestados mencionan que el funcionamiento de una empresa minera genera puestos de trabajo en la zona.
- El 98% cree que el funcionamiento de una empresa minera contribuirá con el desarrollo de la zona y el 2% cree que no contribuirá con el desarrollo.
- El 98% no tiene conocimiento del Código de Medio Ambiente y el 2% menciona que si conoce en parte su contenido.
- El 90% dicen conocer la Ley que les faculta a tener conocimiento de cualquier actividad que pudiera afectar los recursos naturales y el medio ambiente en la zona donde viven y 10% mencionan que no tienen conocimiento de ese derecho.

4.4 INSTALACIONES

4.4.1 Instalaciones de manejo de residuos

a. Depósito de Relaves

La cancha de Relaves se ubicará en una ladera, al Sur de las instalaciones de la Planta de Beneficio, en una zona estable y seca, carente de lluvias y efluentes líquidos, que garantiza la estabilidad físico de los mismos, por lo que es poco probable que exista hundimientos, corrimientos y deslizamientos.

Geológicamente la relavera y sus obras conexas se ubicaran sobre un cono de deyección antiguo, el cual se presenta bastante compacto, homogéneo y conformado por materiales guijarrosos, arenosos, limosos y clastos grandes. De las observaciones exploratorias en superficie y las excavaciones dentro del radio de cobertura de las obras de ingeniería, no se han observado la presencia de

afloramientos de agua, que representen complicaciones durante la construcción y operación del proyecto.

La excavación de 2 calicatas ubicadas en el eje de cierre del depósito y una tercera en la parte superior, permitieron observar que en profundidad se mantiene la conformación litológica arriba descrita, es decir: clastos angulosos, material guijarroso dentro de una matriz limo-arenosa con presencia de cantos angulosos. Este material al ser excavado presenta fuerte resistencia, lo que indica que está bastante compactado y seco. Al momento de ser removido se vuelve muy deleznable-suelto. El cono de deyección descansa sobre las rocas intrusivas.

La inspección realizada al sector de emplazamiento del depósito de relaves, permitió observar las condiciones del cono de deyección, que como ya se mencionó presenta homogeneidad en los suelos depositados, razón por la que se decidió la excavación de solo 3 calicatas con profundidades mayores a 2 m en la que se confirma que son suelos homogéneos.

De cada una de las calicatas se tomó una muestra, pero por su aspecto similar se efectuó solo el análisis de laboratorio de una sola. Los parámetros de resistencia del suelo con fines de cimentación así como el ángulo de fricción interna fueron deducidos de tablas en base a los resultados obtenidos en el laboratorio. Los valores recomendados son de 2 a 6 Kg/cm² y 21° respectivamente.

El ensayo triaxial no se realizó por la dificultad en obtener muestras inalteradas conformadas, ya que el carácter deleznable del material existente cuando se lo excava no lo permitió. A continuación se presentan las características del suelo existente en el sector:

- Clasificación SUCS: GM
- Clasificación AASHTO: A-1-b
- Limite liquido LL: 21.3
- Limite plástico LP: 19.4
- Máxima densidad seca: 2.20 g/cm³
- Optimo contenido de humedad: 8.40%

Calculo de la Capacidad portante: Para el cálculo de la capacidad portante se empleó la teoría de Terzaghi y Peck con los parámetros de Vesic, por lo tanto la capacidad portante admisible considerando cimientos cuadrados será de:

$$Q_{ul} = 1.2 * S_c * C * N_c + S_q * \delta * D_f * N_q + 0.4 * S_\gamma * \delta * B * N_\gamma$$

$$Q_{ad} = \frac{Q_{ul}}{FS}$$

Donde:

Q_{ul}: Capacidad ultima de carga.

Q_{ad}: Capacidad portante admisible.

FS: Factor de seguridad = 3

δ: Máxima densidad seca.

B: Ancho de la zapata o cimiento corrido en metros.

D_f: Profundidad de la cimentación.

N_c, N_γ, N_q: Parametros que están en función de φ.

S_c, S_γ, S_q: Factores de forma.

C: cohesión en (Kg/cm²)

Datos:

$$\delta = 2.20 \text{ g/cm}^3$$

$$B = 50 \text{ m.}$$

$$Df = 0.3 \text{ m.}$$

$$Nc = 15.82$$

$$N\gamma = 6.20$$

$$Nq = 7.07$$

$$Sc = 1.45$$

$$S\gamma = 0.60$$

$$Sq = 1.38$$

$$C = 4 \text{ Kg/cm}^2$$

$$Qul = 1.2 * 1.45 * 4 * 15.82 + 1.38 * 2.2 * 0.3 * 7.07 + 0.4 * 0.6 * 2.2 * 50 * 6.2$$

$$Qul = 280.22 \text{ kg/cm}^2$$

$$Qad = \frac{280.22}{3}$$

$$Qad = 93.4 \text{ Kg/cm}^2$$

Granulometría:

Los relaves de cianuración, tienen las siguientes características:

- Granulometría

Tabla N° 12: Granulometría de los relaves.

Mallas	Peso %
-06-10	0.16
-10-20	0.74
-20-100	3.10
-100-150	15.60
-150-200	80.40

Fuente: Elaboración Propia

- Angulo de fricción interna, será de 31°.
- Humedad máxima de 15%, densidad aparente del mineral de 1.64 g/cm³, densidad especifica de 2.729 g/cm³.
- Contenido de CN= 0.5g/l.
- pH = 10.8.

Dique o muro de arranque:

En función de las propiedades de los materiales que existen en el sector, el diseño del dique de tierra con 6 metros tendría las siguientes particularidades:

- La altura libre del cierre es de 6 m, altura con la cual se cubre el volumen de relaves por un tiempo de 5 años aproximadamente. El volumen de almacenamiento es de 18000 m³.
- El ancho de corona por facilidad de construcción tendrá 4 metros.
- En función de la clasificación del suelo que se utilizaría en la construcción del dique y de las condiciones de humedad que tendría el relave con un máximo de 15%, lo cual implica ausencia de presiones hidrostáticas, se ha

tomado como taludes los siguientes: 2:1 para el talud que tendrá contacto con los relaves y 1.5:1 para el talud externo.

- El volumen de material que se utilizaría en el dique es de 11730 m³ y el área a impermeabilizarse con la geo-membrana es de 3008 m² y su especificación es: HDP; e=1.5mm, ancho de rollo 7.5 m y longitud 150 m.
- No se ha considerado borde libre por cuanto el vaso no contendrá agua, de manera que el depósito de los relaves puede llegar hasta la cresta.
- El talud que estará en contacto con los relaves será cubierto con la geo-membrana, con lo cual se evitara la filtración de posibles residuos de líquidos contaminados con cianuro.

Análisis de estabilidad física:

Para el análisis de la estabilidad de los taludes se ha utilizado la sección transversal de la topografía del depósito de relaves en el punto más crítico, la proyección del talud del pique de la presa y el programa de computo Slope/W. Este programa permitirá determinar el factor de seguridad en condiciones estáticas y pseudoestáticas.

Para calcular el factor de seguridad se lleva a cabo un análisis bidimensional usando el concepto de equilibrio límite y empleando el método de Bishop modificado, el programa permite determinar la superficie potencial de falla más crítica.

- **Factores de seguridad mínimos:** Para el caso de tierras U.S. *Corp of enginners* propone que los factores de seguridad mínimos requeridos para considerar un talud estable, son aquellos propuestos en el siguiente cuadro:

Tabla N° 13: Factores de seguridad mínimos para análisis de estabilidad en presas de tierra

CONDICION	Talud Aguas Arriba	Talud Aguas Abajo
I) Al final de la construcción para presas de mas de 15m.	1.3	1.3
II) Estado de infiltración constante	--	1.5
III) Desembalzo rápido	1.5	--
IV) Sismo - Solo condiciones I y II	1.0	1.0

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

Si se considera a la presa de relaves como una estructura cuyo comportamiento es bastante similar al de una presa de tierra para almacenamiento de agua, en la condición “final de la construcción”, se puede concluir que los factores de seguridad arriba indicados pueden servir como parámetros comparativos para la evaluación del comportamiento estático y pseudoestático de los taludes.

- **Condiciones de análisis:** Para llevar a efecto el análisis de estabilidad se consideraron las siguientes condiciones de análisis:
 - Se ha analizado las condiciones del talud de la relavera, según la configuración proyectada considerando una altura de 6 m y un ángulo de talud de 2:1 (H: V).
 - Se ha tratado de simular las condiciones reales de campo, es decir, se incluyen el efecto gravitatorio de los diferentes materiales y el efecto sísmico a través del análisis pseudoestático. En este sentido, el coeficiente sísmico de diseño aplicado es de 0.14g para un periodo de retorno de 500 años.

- Se está considerando la compactación de la estructura de recrecimiento con una densidad mayor de 80% del valor de la densidad relativa, ya que al compactar aumenta la resistencia a la licuación, se sabe que un material compactado con una densidad relativa mayor de 70% no es susceptible de sufrir licuación.
- **Análisis de la presa de relave:** El siguiente cuadro muestra los factores de seguridad:

Tabla N° 14: Análisis de estabilidad de taludes de la presa de relaves condición proyectada

SECCIÓN 1 – 1	CONDICION DE ANÁLISIS	FACTOR DE SEGURIDAD EN CONDICIONES FINAL	FACTOR DE SEGURIDAD MÍNIMO ACEPTABLE
TALUD DEL DEPÓSITO	Estática	1.64	1.3
	Seudo-Estática a=0.14	1.04	1.0

Fuente: EIASD de la Concesión Capacho de Oro I

De acuerdo a los resultados de los análisis de estabilidad se ha determinado que el depósito de relaves alcanzaría un factor de seguridad aceptable.

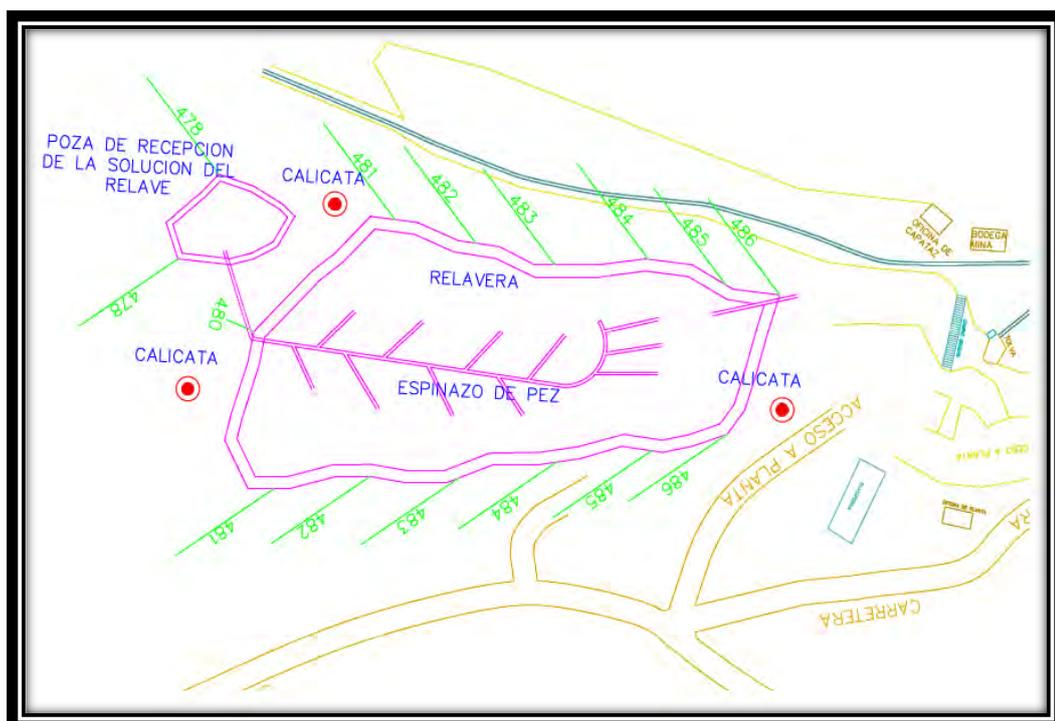
Drenaje:

La ladera donde se depositaran los relaves tiene una pendiente de 5° y el depósito será de aguas abajo, con una capacidad de 18000 m³. No se ciclonearan los relaves por lo tanto las dimensiones y su capacidad de almacenamiento están definidos.

Se tendrá un sistema de drenaje de la solución, conformado por una red de tuberías instaladas en el piso de la relavera, el cual tiene la forma de un espinazo

de pez, todas estas tuberías confluirán a un solo punto el cual está en la parte inferior del dique de la relavera y por medio de una tubería totalmente impermeabilizada (dren) llegara a una poza de captación que también será totalmente revestida con geo-membrana para después ser bombeada, y retorne al sistema de la planta.

Gráfico N° 12: Plano Horizontal de la Relavera



Fuente: Elaboración Propia

b. Botaderos de roca e desmonte

En la cancha ubicada en la bocamina se depositara el material de desmonte, procedente de la exploración y desarrollo de la mina y que es excedente del material de relleno de los tajeros. Se estima la extracción de 60000TM de desmonte extraído. La estabilidad de la cancha de desmonte será mediante muros pircados con un ángulo de reposo de menos de 35° para evitar el desprendimiento

de las rocas y de ser necesario se construirán muros ciclópeos para su mayor estabilidad.

c. Pilas de almacenamiento de suelo orgánico

El terreno que constituye el área del proyecto es un lugar eriazo, carente de suelo orgánico que se pueda recuperar.

d. Relleno Sanitario

El relleno sanitario se ubicara alejado de las instalaciones minero-metalúrgicas, así como de los campamentos; estará cercado para evitar accidentes. Será de tipo relleno, constituido por capas intercaladas, una de tierra y cal por cada capa de desechos; se instalaran respiraderos de tubos plásticos y cilíndricos para evacuar los gases que se desprendan de la materia orgánica.

El crecimiento de la población se podrá estimar por métodos matemáticos, o bien vaciando los datos censales en una gráfica y haciendo una proyección de la curva dibujada.

A continuación, calcularemos por medio del método matemático referido al crecimiento geométrico; es decir, al de las poblaciones biológicas en expansión, para el cual se asume una tasa de crecimiento constante. La siguiente expresión nos muestra su cálculo:

$$Pf = P_0(1 + r)^n$$

Donde:

Pf: Población futura.

P₀: Población Actual.

r: tasa de crecimiento de la población.

n: intervalo en año.

$$Pf = 40(1 + 0.1)^4$$

$$Pf = 83$$

Este resultado se consideraría coherente debido a que se quiere duplicar la producción.

Producción por cápita: La producción per cápita de RSM se puede estimar globalmente así:

$$ppc = \frac{DSr \text{ en una semana}}{Pob * 7 * Cob}$$

Donde:

ppc: Producción por habitante por día.

DSr: Cantidad de RSM recolectados en una semana (kg/sem).

Pob: Población total.

Cob: cobertura del servicio. Para este caso lo consideramos como 100%.

$$ppc = \frac{190}{40 * 7 * 1}$$

$$ppc = 0.68 \text{ kg/hab/día}$$

Producción total: Esta dada por la siguiente formula:

$$DSd = Pobxppc$$

Donde:

DSd: Cantidad de residuos producidos por día (kg/día)

Pob: Población total.

ppc: Producción por cápita.

$$DSd = 83 \times 0.68$$

$$DSd = 56.44 \text{ Kg/día}$$

Para este cálculo se consideró la población proyectada para los 4 años, es decir consideraremos 83 habitantes.

Consideraremos 360 días por año, entonces:

Total de residuos producidos = $56.44 \times 360 \times 4 = 81\,273$ kg.

Densidad de los residuos recién compactados: 500 kg/m^3

El volumen total de residuos es:

$$V_{trs} = \frac{81273}{500}$$

$$V_{trs} = 162.55 \text{ m}^3$$

Volumen del material de cobertura:

$$m.c. = V_{trs} * 0.25$$

$$m.c. = 162.55 * 0.25$$

$$m.c. = 40.63 \text{ m}^3$$

Volumen del relleno sanitario: V_{rs}

$$V_{rs} = V_{trs} + m.c.$$

$$V_{rs} = 162.55 + 40.63$$

$$V_{rs} = 203.18 \text{ m}^3$$

Las dimensiones del depósito de relleno sanitario serán aproximadamente de 60m^2 de área por una altura de 4 m. Dándonos una capacidad de 240m^3 .

4.4.2 Instalaciones de Manejo de Aguas

Minera Vicus S.A.C. cuenta con Licencia de Uso de Aguas y mantiene un acuerdo con los agricultores vecinos a la mina, mediante el cual se le permite abastecer de agua que proviene del río Supe, por su sistema de acequias de riego, recepcionándose el agua en una poza de captación de 36 m^3 de capacidad, ubicada, en el límite superior de las zonas de sembrío, de donde se bombea a los tanques de abastecimiento de uso minero. La cantidad requerida para uso minero será de 5m^3 de agua por día en labores subterráneas, de 20m^3 , para la Planta de Beneficio (gran parte es solo para reposición del agua que se pierde por evaporación, en el circuito de recirculación), y de 2m^3 para el mantenimiento de campamentos e infraestructuras. Para uso doméstico se utiliza la misma fuente de agua potable del poblado Hacienda Las Minas, instalación construida con el aporte de los pobladores agricultores y mineros, con la cooperación de ONGS y de nuestra empresa minera, la cual proviene de una toma de captación ubicada en el río Supe, de la cual se ha instalado tuberías subterráneas hasta la población. Esta agua será tratada, directamente en los tanques de abastecimiento, con cloro

para su potabilización. Se requiere aproximadamente un volumen diario de 3m³. El consumo de agua mensual en el proyecto será de 600m³/mes.

No se generan efluentes en los trabajos de mina, por encontrarse en una zona eminentemente árida, lo que permite que el agua se diluya en el mineral y desmonte extraídos. Tampoco se generan efluentes en la Planta de Beneficio por cuanto el sistema de circulación de agua es de circuito cerrado, lo que permite aprovechar las aguas usadas nuevamente por su recirculación. Las aguas servidas de uso doméstico serán tratadas en una poza especial e impermeable, separando los sólidos y líquidos, para su posterior vertimiento en pozos sépticos.

4.5 IDENTIFICACION Y EVALUACION DE IMPACTOS AMBIENTALES

La evaluación de los impactos ambientales provocado por cualquier actividad obliga al cumplimiento de una serie de etapas constituidas por la identificación de impactos, la predicción y la evaluación de los mismos y la información a los gestores de las conclusiones obtenidas, todo ello previo estudio de la actividad a realizar, concretada en el proyecto y la valoración del medio físico sobre el que va a actuar. Se considera impacto ambiental a toda transformación producida por la actividad humana en el medio, ya sea este abiótico, biótico, socioeconómico y/o cultural.

Para este estudio se aplicara la metodología Matriz de importancia y Matriz de Cuantificación de Batelle, para establecer la importancia y magnitud de los impactos sobre los factores ambientales considerados.

4.5.1 Descripción de los impactos identificados

En el área de la concesión “Capacho de Oro I” se han desarrollado anteriores actividades mineras, desde la época de la colonia hasta la década pasada, tanto de pequeña minería “formal” como de mineros informales, que han dejado varios pasivos ambientales, entre los que sobresalen maquinarias y equipos en desuso (pequeños molinos y compresoras), que la empresa, en el desarrollo de sus labores, espera erradicar.

4.5.2 Identificación de impactos generados por el proyecto

De acuerdo al desarrollo del proyecto, los impactos que se generará son:

- Generación de polvo y ruido.
- Generación de desmonte.
- Generación de residuos domésticos e industriales.
- Uso de cianuro.
- Generación de relaves.
- Generación de residuos de aceites y grasas.
- Remoción del suelo.
- Efluentes líquidos.

4.5.3 Identificación de los componentes sociales

El funcionamiento del proyecto dará como resultado un impacto positivo en la población del lugar tal como:

- Generación de mano de obra directa

- Mejoramiento de las vías de comunicación.
- Mejoramiento de la infraestructura de los servicios.
- Incremento en los ingresos económicos de algunas familias en la zona.
- Incremento en las transacciones comerciales, mejoramiento de la demanda de algunos productos y servicios en la zona.
- Posible crecimiento poblacional, por lo atractivo que significa el inicio del proyecto minero.

4.5.4 Evaluación cualitativa de los impactos

Del desarrollo de la Matriz de Importancia de acuerdo a la valorización de la actividad productiva en la etapa de construcción, se ha obtenido un valor de -2 calificando como un impacto negativo irrelevante, siendo las actividades de movimiento de tierra y compactación, las que causan mayor incidencia en el impacto; en la etapa de explotación se ha obtenido un valor de -3 calificado también como un impacto negativo irrelevante, siendo las actividades de extracción y manejo de mineral, así como la disposición de desmontes, las que tienen mayor incidencia en el impacto. En la etapa de cierre las actividades indican un impacto positivo. De manera similar la Matriz de Cuantificación durante la etapa de construcción generaran al medio ambiente un impacto de -4 considerado un impacto negativo irrelevante; mientras que en la etapa de explotación nos da un resultado de -5 también considerado como impacto negativo irrelevante y finalmente en la etapa de cierre se generara un impacto positivo.

4.6 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

4.6.1 Plan de manejo ambiental

a. **Mitigación:** Se tomarán diversas medidas, entre las que destacan:

- La empresa se responsabilizará por los pasivos encontrados, disponiendo que los antiguos propietarios retiren las maquinarias y equipos.
- La remoción del suelo será mínima y se utilizará para nivelar y acondicionar el área del terreno.
- Solo se extraerá 20% de desmonte, dejando como relleno de labores el 80%.
- La acumulación de relaves no generará reacciones de oxidación a lo largo del tiempo, porque estos se depositarán totalmente secos, descartándose de esta manera la presión hidrostática que pueda generar escorrentía de drenaje interno.
- La cimentación de la cancha de relaves presenta una resistencia de superficie rocosa plana, que garantiza la estabilidad física de los mismos.
- El agua utilizada en las labores de explotación minera subterránea se diluirá entre el mineral y el desmonte, no produciéndose flujos al exterior.
- El agua del proceso metalúrgico se recirculará en circuito cerrado evitando efluentes.
- El agua residual de los servicios higiénicos, cocina y oficinas del campamento; serán conducidos mediante una tubería de 4" a un tanque séptico de cemento de dos cámaras para facilitar su mantenimiento y funcionamiento, allí serán tratados por el sistema de oxidación.

Posteriormente el líquido por gravedad pasará a una poza de clarificación, donde se dará un tratamiento químico de cloración de 0.5 ppm x m³, para eliminar los microorganismos y así poder utilizarlo en el regado de plantas y jardines de los campamentos y vías de acceso.

- Se tomaran las medidas adecuadas para el control y manejo del cianuro por volatilización, derrames y filtraciones que ocurre en la línea del proceso metalúrgico. No habrá vertimiento directo de soluciones de cianuro en cuerpos de agua y menos recursos ictiológicos. Como medida de contingencia por posibles derrames, el cianuro deberá ser atacado por disociación química con hipoclorito de sodio.
- Los trabajadores expuestos a niveles de ruido mayores a 85dB utilizaran protectores auditivos en forma obligatoria.
- El polvo que se producirá por el acondicionamiento del terreno y por el tránsito vehicular se amenguará, regando con agua fresca y de tratamiento.
- El almacenamiento y manipulación de aceites, grasas y combustible se efectuaran en lugares establecidos e implementados para tal función. En caso de derrames se emplearán los métodos adecuados de mitigación.
- Los desechos que se generarán serán clasificados en residuos industriales y domésticos y, serán depositados adecuadamente. Los residuos de origen domestico serán trasladados y tratados por una empresa prestadora de servicios en manejo de residuos o sustancias peligrosas EPS-RS.

b. Manejo

Se tomaran en cuenta:

- Medidas de prevención.
- Medidas de seguridad e higiene minera.
 - Explotación de Mina.
 - Requerimiento de personal para el área de la mina.
 - Trabajo de exploración y explotación.
 - Trabajo de perforación y voladura en chimeneas.
 - Limpieza y transporte.
 - Ventilación.
 - Sostenimiento.

4.6.2 Plan de monitoreo

Para el presente estudio, se consideró dentro del plan de monitoreo, los programas siguientes:

- Programa de monitoreo de agua.
- Programa de monitoreo de calidad de aire.
- Programa de monitoreo de ruidos.

4.6.3 Plan de manejo social

Para dar cumplimiento con el plan de manejo social, se considera, continuar con las actividades sociales y comunitarias en el centro poblado Las Minas.

4.7 PLAN DE CONTINGENCIA

El plan de contingencias delineará las acciones de respuesta inmediata, que se seguirán en caso de que ocurra un desastre o problema ambiental, dando las bases para que acciones de apoyo y recuperación más complejas, puedan efectuarse.

4.7.1 Características del plan de contingencia

El Plan de Contingencia para ser viable deberá tener las siguientes características:

- Acción efectiva en el menor tiempo.
- Intervención a mínimo costo, la empresa debe asumir dentro de sus costos operativos.
- Demanda de personal mínimo, sugiriendo la formación de brigadas de acción inmediata, priorizando el personal de la mina.
- Son complementarias, las acciones de Defensa Civil, Policía Nacional y otras instituciones de apoyo social.

4.7.2 Tareas del comité de Plan de Contingencia

Capacitación, entrenamiento, preparación al personal en medidas preventivas para evitar desastres ecológicos, acciones de rescate, simulacros de evacuación y primeros auxilios; para identificar las áreas críticas vulnerables en caso de siniestros; para reconocimiento de lugares de refugio y evacuación.

4.7.3 Organización del equipo de respuesta

El equipo de respuesta para el plan de contingencia, siempre estará encabezado por el más alto cargo jerárquico de la Unidad de Negocios Mineros, y estará conformado por los siguientes trabajadores: Superintendente General, Coordinador logístico, Ejecutor del plan de respuesta y Brigada de respuesta estará a cargo del personal mina, técnicos y personal administrativo, capacitados y entrenados en el manejo de equipos y maquinaria a ser utilizada durante la eventual intervención.

4.7.4 Equipo necesario

Es necesario contar con los equipos adecuados e instrumentos necesarios, para afrontar una determinada contingencia, así debe disponerse de Maquinaria pesada, para trabajos de remoción de escombros y limpieza; equipo de protección, a fin de salvaguardar la integridad de la brigada de respuesta y equipo de primeros auxilios.

4.7.5 Contingencias potenciales

En el área de influencia del proyecto y de la propia Unidad Minera existen las siguientes contingencias potenciales:

- De alto Riesgo: Como caída de roca, derrumbe de labores, gases de mina, accidentes por carguío y transporte subterráneo.
- De bajo Riesgo: Accidentes por transporte en superficie, accidentes en talleres, sismo e incendios.

4.7.6 Etapas de actuación

- **Aviso Emergente:** Cuando se presenta una contingencia en el área del Proyecto, se deberá notificar inmediatamente y simultáneamente a cualquiera de los integrantes del Equipo de Contingencia. Luego de evaluar se notificara a las instituciones gubernamentales y a Defensa Civil.
- **Evaluación a las contingencias:** El conocimiento oportuno de la existencia de la contingencia es fundamental para poner en marcha el Plan de Contingencia y movilizar los recursos necesarios para llevar a cabo las acciones de control. El Superintendente se encargará de notificar a los miembros del equipo y calificará el problema de acuerdo a su magnitud, para el cual se tomaran las siguientes consideraciones:
 - **Contingencia de bajo riesgo:** Cuando el problema no requiera la puesta en marcha del plan, solo se cumplirá con tomar medidas rutinarias de control.
 - **Contingencia de alto riesgo:** Aquellas de magnitud, carácter e intensidad, que amenazan la salud pública o bienestar general, en las cuales el plan de contingencia se efectuará en estrecha relación con Defensa Civil, instituciones de apoyo y servicio social.
 - **Plan de Acción:** Las brigadas de salvataje siempre deben estar dispuestas para realizar el plan de contingencia, ellos recibirán un entrenamiento y adiestramiento periódico.

4.7.7 Plan de acción

Las brigadas de salvataje, siempre deben estar dispuestos actuar y poner en marcha el plan de contingencia, ellos recibirán un entrenamiento y adiestramiento periódico.

4.8 PLAN DE CIERRE

Las actividades de cierre de “Capacho de Oro I”, están basadas en un proceso continuo, de tal modo que no se esperara hasta el final de la explotación de las reservas mineras, sino que empezara desde las primeras etapas de la exploración y desarrollo de la mina. El objetivo central del plan de cierre es dar una estabilización de largo plazo del entorno físico, químico y socioeconómico de la mina, con el propósito de proteger el ecosistema prevaleciente en la zona minera. De acuerdo a las normas del Ministerio de Energía y Minas, el Decreto Supremo N° 016-93-EM Guías y lineamientos, se consideran para la actividad de abandono o cierre lo siguiente:

4.8.1 Abandono o cierre temporal

La actividad económica minera por diversas razones puede determinar el cierre temporal de sus instalaciones o parte de ellas. Ante esta situación se debe adoptar las medidas preventivas a fin de evitar el impacto negativo al medio ambiente, estas medidas son las siguientes:

- Destacar personal de seguridad de las instalaciones, limpieza, desbroce y deshumedecimiento.

- Se establecerá un programa periódico para el mantenimiento de las instalaciones.
- Sellar las áreas que sean potencialmente peligrosas para el medio ambiente, colocando letreros y símbolos que indiquen el peligro, por contener materiales o insumos que puedan afectar al medio ambiente.
- Se programará inspecciones periódicas de seguridad y medio ambiente.
- Monitorear la presencia de gases tóxicos en interior mina y los puntos de monitoreo de agua.
- Instruir a los pobladores aledaños sobre el peligro que representa para ellos las instalaciones en cierre temporal.

4.8.2 Abandono o cierre total

Al finalizar la actividad minera totalmente el Plan de Cierre y Rehabilitación cumplirá con los siguientes requisitos:

- Remoción de edificaciones y otras estructuras.
- Demoliciones.
- Rehabilitación del suelo, eliminando material contaminado tratando de devolver a la superficie de la tierra condiciones de uso aceptables.
- Retiro de instalaciones.
- Acondicionamiento y Recuperación de la Zona.
- Notificación de Culminación o Suspensión del proyecto.

El titular notificara a la Dirección General de Minería, de que se ha culminado el proyecto, así mismo deberá indicar la fecha en la que iniciara las actividades de rehabilitación.

4.9 ANÁLISIS COSTO BENEFICIO

4.9.1 Introducción

La evaluación costo-beneficio del Proyecto se realizara tomando en consideración el Método de Evaluación Ambiental de Batelle (Método Batelle). El sistema ambiental del área del proyecto será dividido en dos categorías; es decir, factores físicos y factores socioeconómicos. Estas categorías se dividen a su vez en Parámetros o elementos específicos.

4.9.2 Índice de calidad ambiental (ICA)

El proceso consiste en referir todas las magnitudes de los efectos a una unidad de medida común, a la que denominaremos unidad de Impacto ambiental. Esta será evaluada con proyecto o sin proyecto.

La función de transformación expresa la relación para cada parámetro ambiental, entre su magnitud en unidades inconmensurables y, la calidad ambiental que convencionalmente hacemos variar entre 0 y 1.

La calidad ambiental extremo (óptimo) se le asigna el 1 y, a la más desfavorable se le asigna 0; quedando entendido que los valores intermedios que se asigne, quedará a criterio del especialista ambiental.

4.9.3 Resultado

Después de realizar la evaluación costo-beneficio, sin proyecto o con proyecto, aplicando el método Batelle, el resultado de la matriz muestra que el impacto será negativo irrelevante de -4 y -5 en la etapa de construcción y explotación respectivamente. Mientras que en la etapa de cierre el impacto será positivo de +14(o sea los beneficios ambientales son mayores que los costos ambientales).

CAPITULO V

5. MINERÍA

5.1 INTRODUCCIÓN

La explotación subterránea de yacimientos metálicos es más antigua que la del carbón y potasa. Numerosos metales como el oro, plata, hierro, cobre, plomo, mercurio, etc., han tenido importancia capital en las antiguas civilizaciones; el aprovisionamiento de estas materias primas era la mayor preocupación del hombre andino. La existencia de un yacimiento metálico bastaba para empezar el laboreo, aun no siendo conocido el concepto de yacimiento económicamente explotable. La rentabilidad carecía de importancia frente a la posesión del mineral explotable. Hoy en día el concepto de minería ha cambiado y vamos a resumirlo en solo dos frases:

"Las minas se hacen más que se encuentran".

"Los recursos no son, sino que llegan a ser". (Zimmmermann, en Minerals Economic).

Estos dos conceptos engloban el significado que tiene hoy la minería y vamos a decir que hacer una mina es producir una sustancia mineral demandada por la sociedad a través de un mercado y un precio remunerador. Es básicamente el precio, un reflejo de la necesidad social, quien convierte unas sustancias en minerales y con ello crea las minas.

Además, es el propio mercado el que impone unas exigencias o condiciones, que muy raramente cumple la naturaleza, bien por exigir unos mínimos o formas que no tiene la materia prima, bien por rechazar unos contenidos no deseables, impurezas o venenos, que hay que eliminar o reducir antes de poder venderla, por lo cual tenemos que procesar la materia prima para convertirla en un producto realmente comercial.

De ahí que, junto al esfuerzo de la confirmación y evaluación de las reservas, que lleva a cabo el **ingeniero geólogo** y al trabajo de la extracción y transporte que ejecuta el **ingeniero minero**, hay, normalmente, que añadir el proceso de enriquecimiento o concentración que debe realizar el **ingeniero metalúrgico** para lograr, finalmente, un producto vendible que responda a aquella demanda del mercado. Este conjunto de tecnologías es lo que llamamos minería.

En la actualidad para la explotación subterránea existen diversos métodos que pueden ser clasificados técnicamente como, con sostenimiento natural (autosostenimiento), con sostenimiento artificial y los de hundimiento, la multitud de sub. Sistemas y las variaciones existentes dan testimonio de la realidad que cada cuerpo o veta de mineral es único y como tal justifica una aproximación individual para optimizar la extracción de mineral.

En ese sentido la explotación subterránea es un arte. La teoría de los métodos de explotación no satisface las diferentes características de cada yacimiento por lo tanto la implementación requiere una habilidad para la modificación y adaptación para obtener un método especial que logre la optimización económica con seguridad. Con este punto de vista para determinar nuestro método propio es necesario tener presente las características geológicas de nuestro yacimiento cuyo resumen es: La concesión minera Capacho de Oro I muestra una mineralización de sistema de vetas, que a modo general siguen dirección NE-SO a O-E, con buzamientos entre los 50°-70° hacia el norte. También hay posibilidad de localizar "clavos mineralizados", los cuales contienen mayores valores (> 1.0 onzas de Au /tm).

Las áreas denominadas como Zona 1 y Zona 2 presentan mayor densidad de estructuras mineralizadas. En la primera se tiene la veta Nico Sur, con un tonelaje de 4350 TM. En la segunda se tiene la veta Nico Norte, con un tonelaje de 14816 TM y la ley media a considerar es de 20.34 gr. de Au/tm. (Ojo que de esta ley media se considerará solo la mitad, para efectos de evaluación económica). Es importante acotar que existen otras estructuras en ambas zonas, las cuales incrementarían de manera considerable el tonelaje estimado en un principio.

Es importante indicar que es recomendable realizar trabajos de acceso a ambas zonas, ya que existe una distancia de:

Final de Carretera a:

Veta Nicol 1 327.0 m (distancia horizontal); 110 m (diferencia de altura).

Veta Nicol 2 433.0 m (distancia horizontal); 135 m (diferencia de altura).

Ello aumenta los costos de extracción, y dificulta proseguir los trabajos necesarios para aumentar el potencial existente.

5.2 DISEÑO DE MINA

La finalidad principal del diseño de Minas constituye la tendencia a conseguir un empleo más racional y económico de los principales recursos como son los humanos, financieros y materiales; conseguir alta calidad, bajo costo de producción, rentabilidad, alto rendimiento de la maquinaria y equipos, mejores condiciones de trabajo para los obreros, costos y plazos mínimos para la construcción. Todo esto se puede lograr introduciendo en el proyecto las soluciones técnicas más eficaces y aplicando la tecnología actual, las condiciones financieras más adecuadas.

5.2.1 Elementos básicos para el diseño de mina

De forma amplia debemos entender como diseño de mina a los diferentes criterios técnicos que debemos tener para determinar el lugar, la forma, las dimensiones y otras características de las diferentes actividades mineras. Cómo por ejemplo ¿la planta concentradora, donde se ubicara?, ¿Por qué en ese lugar?, ¿Qué capacidad?, ¿Cuánta agua requiere?, Etc. Punto que lo veremos en el capítulo VI en este capítulo trataremos lo concerniente a la mina en lo que debemos tener presente los siguientes elementos básicos.

- El acceso hasta las bocaminas de extracción en superficie
- Diseño de accesos en subterráneo (vertical, horizontal e inclinado)
- Evaluación de operaciones existentes

- Dimensionamiento de las unidades de trabajo (tajos)
- Selección de equipos
- Diseño del transporte de mineral y de material estéril
- Relleno convencional o hidráulico (cementado o no)

5.2.2 Parámetros del diseño

Con toda la información geológica, topográfica, y principalmente con la información tomada de campo se ha podido diferenciar para el diseño los siguientes parámetros.

- Dentro de la concesión, el final de la carretera existente hasta los puntos donde se presume iniciar las labores, dista de las vetas Nico Sur y Nico Norte 327 m y 433 m respectivamente. Con diferencia de cotas de 110 m y 135 m y con un Angulo promedio de 20°. (Datos obtenidos con trabajos topográficos de campo)

- La mineralización es de tipo de sistema de vetas donde se están cubriendo solo 2 vetas cuyas características geométricas son:

A.- Veta Nico Sur.- Forma tabular, en superficie, en horizontal se ha evidenciado 100 m (L), con una profundidad de 37 m (H) Y la potencia de la veta es de 0.40 m (P) con un buzamiento de 70°.

B.- Veta Nico Norte.- forma tabular, en superficie tiene un afloramiento totalmente evidenciado y evaluado de 150 m (L), en vertical por labores existentes y deducciones se puede considerar 70 m (H) y la potencia promedio de la veta es de 0.48 m (P) Con un buzamiento más definido de 70 ° hacia el norte.

5.2.3 Transporte de mineral en superficie

Debido a que la carretera no llega hasta el lugar exacto donde iniciaremos las labores, se debe de pensar en prolongar dicha carretera, hasta una zona muy próxima a las bocaminas de extracción, por lo tanto, trazaremos una virtual carretera aproximándola lo más que se pueda a las labores. La distancia de esta carretera será aproximadamente de 700 m, pero la castigaremos con un 20%, es decir el tramo total de la carretera será 840 m. Se pensó en contratar a una empresa especializada, pero esto aumentaría demasiado nuestro costo. Afortunadamente el distrito de Ambar cuenta con un D6 Caterpillar, el cual, ya hace unos meses viene realizando trabajos de trocha y carretera en el mencionado distrito, también tenemos conocimiento que dicha maquina está a punto de culminar unas carreteras que vienen haciendo en Las Minas artesanales de Chunchos. De esta manera se contactó con la Municipalidad de Ambar, le dimos nuestro tramo aproximado de carretera, el tipo de roca (andesita) y la cota correspondiente.

La Municipalidad nos envió la siguiente cotización:

S/. 270.00 Nuevos Soles / Hora (Incluido Máquina, Operador y combustible)

Avance de 10.5 m / Hora Lo cual haría un total de: 80 horas para cubrir todo el tramo de 840 m. Es decir el total de la inversión para la carretera es de **S/. 21600.** Nuevos Soles.

Ya contando con la carretera ubicaremos dos puntos en el trayecto, los cuales denominaremos, Estación I (Lado Sur, la cual recibirá el mineral proveniente de

la veta Nico Sur) y Estación II (Lado Norte, la cual recibirá el mineral proveniente de la veta Nico Norte). Las coordenadas de las estaciones son las siguientes:

Tabla N° 15: Coordenadas y cotas de las estaciones de recepción de mineral

ESTACION	ESTE	NORTE	ALTURA
I	230304	8796125	771
II	230323	8796241	805

Fuente: Elaboración Propia

En cada estación se deberá construir una ranfla con su tolva, que nos permita cargar directamente el mineral en camiones, para ser transportado a la planta de cianuración de la empresa; la cual está ubicada a 1500 m aproximadamente. El principal problema es como transportar el mineral de las bocaminas hasta las estaciones. Una posibilidad sería cable carril, pero se desecha porque nos aumentaría el costo llevar corriente eléctrica desde la planta hasta la Zona De la Veta Nicol.

Descartado el cable carril se decidió hacer un sistema de **Transporte de Mineral por medio de una tolva de recepción con una canaleta y en la parte inferior una tolva americana para la descarga**. Es decir la descarga se realizaría por gravedad.

5.2.4 Galerías de acceso

Considerando que el primer objetivo con el mineral cubicado es tratar como máximo 14 toneladas métricas por día (TMD), se ha seleccionado los carros mineros **U35** de 1 m³, entonces el diseño de la sección de galería tiene que ser la más pequeña pero operativa, es decir no romper mucho estéril, pero la sección debe permitir: Pase de los carritos mineros, volteo de la pala, en el piso instalación

de línea de cauville, a un lado pase de peatones y en el alza se debe poder instalar tuberías de agua y aire a un lado (no se está incluyendo la cuneta debido a que es una zona que no tiene presencia de agua). Esta galería debe ser en pendiente positiva (1/2%) para evacuar el agua de perforación.

5.2.5 Parámetros de galería

La galería principal de acceso a las operaciones en la Veta Nicol II se realizará por una cortada, de sección de 2.10m x 2.20m. El total a correr es 49.18 metros de cortada para interceptar la estructura mineralizada (Veta Nicol II), es desde aquí que la galería se correrá sobre mineral realizando un circado. La galería de la Veta Nicol I al ser galería principal de acceso y de extracción debe cumplir ciertos parámetros de seguridad y dimensiones mínimas que permitan el paso de los equipos y el personal, estos parámetros son:

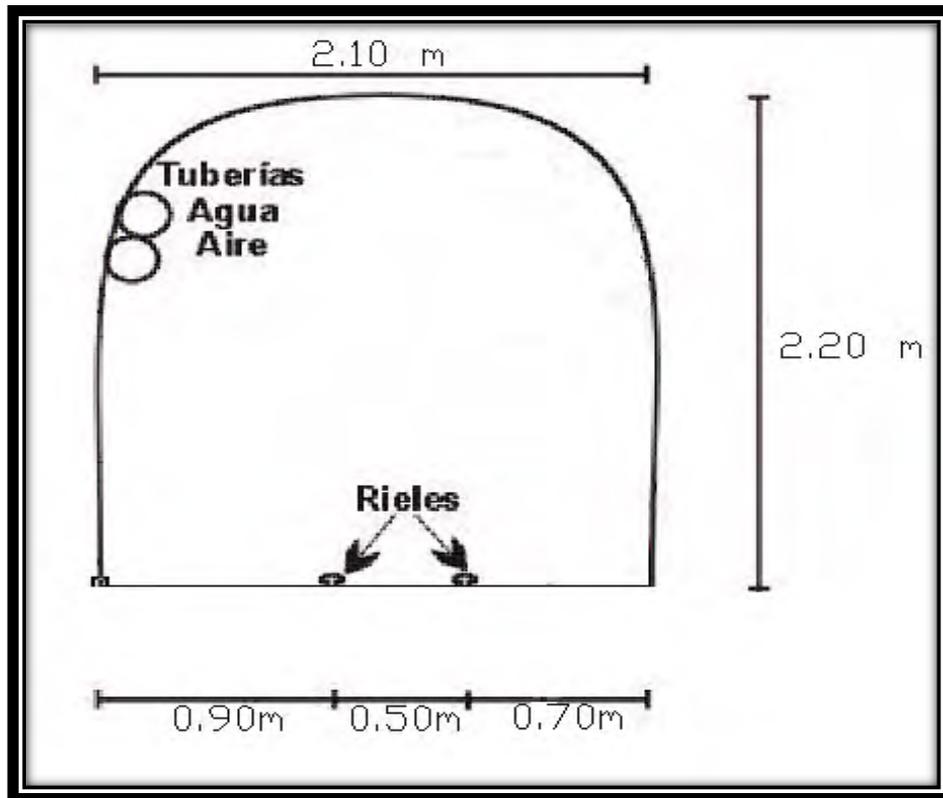
Altura de galería (h): 2.20 m

Ancho de galería (a): 2.10 m

Trocha de línea: 20 in.

Nota: En los hastiales derecho e izquierdo se deben colocar alcayatas cada 3 metros para la instalación de las tuberías de agua y aire, como se muestra en el gráfico.

Gráfico N° 13: Sección de la cortada Nico



Fuente: Elaboración Propia

5.2.6 Labores de seguridad y ventilación

Las labores de seguridad que se tienen proyectado realizar, tienen la finalidad de proporcionar seguridad y ventilación adecuada durante la ejecución del laboreo minero, que son las siguientes:

Ventanas o Refugios de Seguridad cada 40 metros en la galería principal.

Chimeneas de exploraciones y de ventilación cada 50 metros de tal forma que se crea un circuito de aire que ventile a todas las labores. Cabe mencionar que la primera chimenea de la veta Nico Norte debería ser de 20 m para comunicar a la superficie, pero debido a que ubicaremos esta chimenea debajo de una labor de los trabajos antiguos de los españoles, la cual tiene 8 m de profundidad

aproximadamente, entonces solo correremos 12 m de chimenea. Se debe ejecutar 02 estocadas en estéril separadas a una distancia de 50 m. Con una longitud de 10 m. Estas estocadas serán acondicionadas como polvorín de paso o polvorines auxiliares, para explosivos y para accesorios. Estos ambientes deben cumplir todas las normas que estipula el reglamento de seguridad.

5.2.7 Acarreo

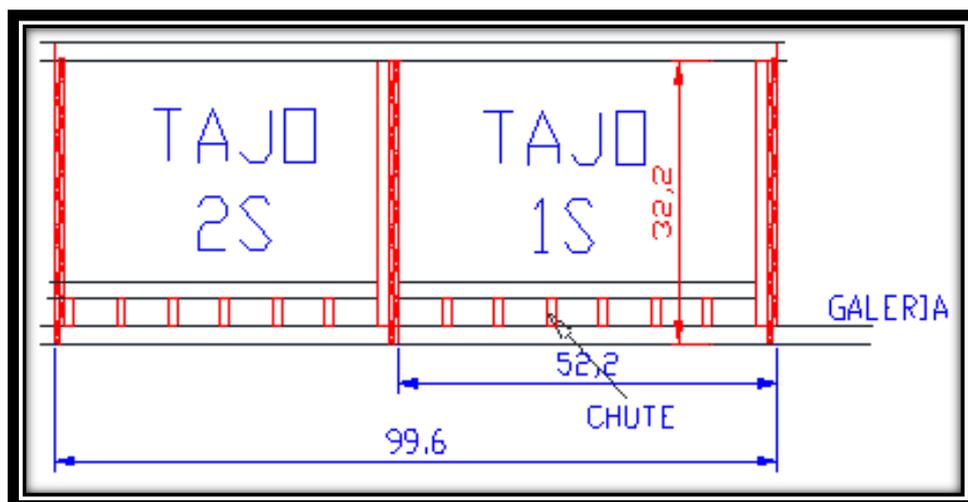
Para empezar, debido a que el tramo de acarreo de la Galería de la Veta Nicol I, empieza desde el primer disparo es decir desde 0(**OJO:** hay que dejar claro que el mineral explotable se encontrara a 5 m de galería), los rieles se instalarán desde la bocamina y correrán unos 15 m desde la Bocamina hasta el echadero de desmonte y unos 45 m hasta el echadero de mineral. Para determinar la capacidad y cantidad de carritos mineros debemos tener en cuenta que la capacidad máxima de la planta será de 14 TMD, pero nuestra capacidad de producción será de 20 TMD y con una relación de 3/2 con el desmonte, se moverá 30 TMD de desmonte. Haciendo un total máximo de 50 TMD de material a acarrear. Por una distancia promedio de 50 metros cuando se transporte mineral y una distancia promedio de 20 metros cuando se transporte desmonte. Esto significa que por guardia se moverá 25 TM, 10 TM de mineral y 15 TM de desmonte y considerando que la galería tendrá una sección de 2.20 X 2.10 se tiene que optar por carritos mineros U35 pequeños que tienen una capacidad de 1 m³.

Para el caso de acarreo de mineral se dispondrán de 3 carros mineros al inicio, impulsados a pulso. Para la limpieza seguida del desmonte se usarán también 3 carros mineros. Esto es debido a las distancias de los echaderos.

5.2.8 Determinación de los límites por sectores y por tajeos

De la estructura mineralizada (Veta Nico Sur), con 100 metros de largo de explotación,(**ojo:** hay que tener en cuenta que los 100 metros de explotación empiezan a 5 metros de la bocamina de la galería) se ha programado tener 1 nivel, el nivel de extracción o nivel “0”, también se realizarán tres chimeneas una a 5 m. de la bocamina(es decir donde empieza a tener importancia la veta), otra cuando se llegue aproximadamente a los 52 m. y la última cuando se llegue a los 100 metros; de estas tres chimeneas, dos de ellas se realizaran con doble compartimiento, es decir tolva y camino, con lo que se determina 2 blocks de mineral, uno de 49.2m y otro de 42.2m de longitud por 30 m de altura buzada por 0.4 m de potencia, armándose 14 chutes de extracción de mineral, separados 6m cada uno en todo el recorrido de la veta Nico Sur. La siguiente figura muestra el diseño y el dimensionamiento de la veta Nico Sur.

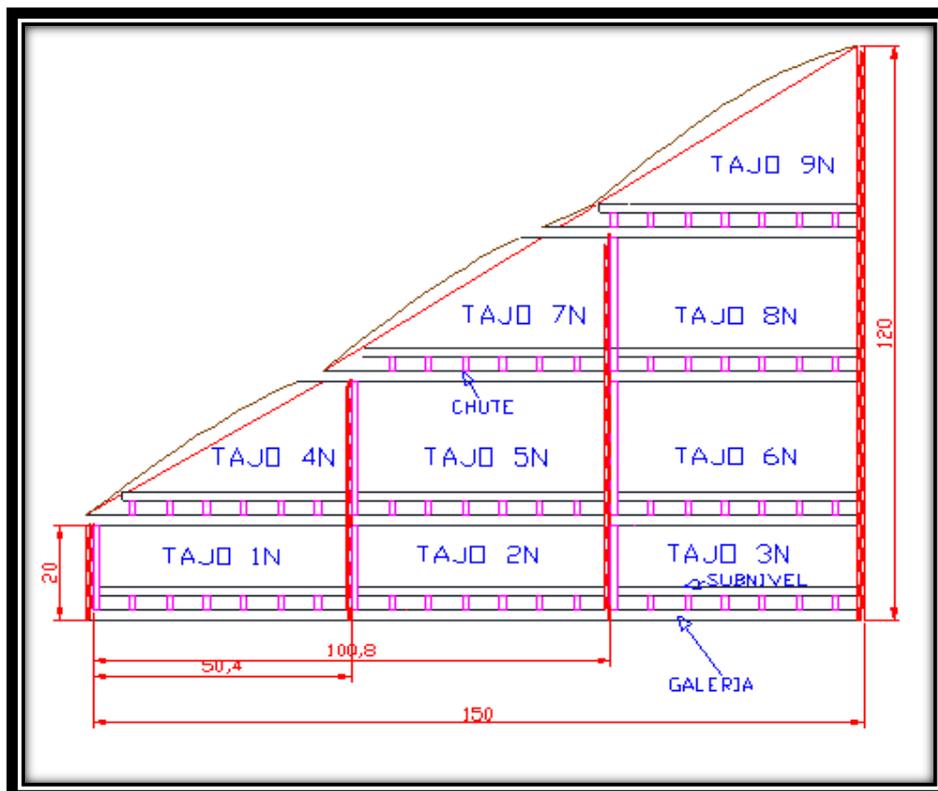
Gráfico N° 14: Diseño de los Tajeos Nico Sur



Fuente: Elaboración Propia

En la estructura mineralizada (Veta Nico Norte), con 150 m de largo de explotación, 70 m de altura buzada en promedio y una potencia de 0.4 m, se ha programado realizar cuatro chimeneas la primera cortando la veta, la segunda a los 50 m, la tercera a los 100 m y la cuarta a 150 m después de cortar la veta; las cuatro chimeneas se realizarán con doble compartimiento. También vamos a formar 4 niveles de producción los cuales serán Nivel “0” (nivel principal), Nivel “20”, Nivel “50” y por último el Nivel “80”; los cuales conjuntamente con las chimeneas ya mencionadas están determinando en total 9 Blocks de mineral. Para poder explotar estos bloques se ha pensado realizar 61 chutes en total distribuidos en todos los 9 blocks. A continuación se muestra en la figura el diseño para la explotación de la Veta Nico Norte.

Gráfico N° 15: Diseño de los Tajeos Nico Norte



Fuente: Elaboración Propia

5.3 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

La Minería es una industria globalizada por que los precios de los metales son fijados en el ámbito mundial por la oferta y la demanda, por lo tanto el productor minero Peruano debe competir con unidades mineras de todo el mundo, si tenemos presente que hay países con altas tecnologías y que nosotros somos pequeños productores mineros, entonces el reto es como competir sin grandes capitales, sin caer en la informalidad, sin ser artesanal, sin explotar al trabajador, etc. ante estas realidades debemos trabajar con **Seguridad, Productividad y Eficacia** diseñando y optimizando las operaciones mineras; es con esta perspectiva que el método escogido debe ser el más adecuado para las siguientes características del yacimiento: La potencia de la Veta Aurífera, cuya dimensión se encuentra entre el orden del 20 a 60 cm, es decir para su explotación sea rentable se requiere extraerlo mediante circado considerándose un ancho de minado según la potencia de la veta (de preferencia como máximo se debe romper 5 cm. de caja a cada lado); es decir el ancho máximo de minado debe de ser de 0.7 m. La caja piso, como la caja techo es una roca de dureza media a baja (andesita); presentando mineral diseminado de hasta 1 gr de Au/tm en toda la zona de contacto con la veta. El buzamiento de la veta es de 70° a 80° ángulos que continuamente varia en este rango por lo que no se tiene un comportamiento constante. El tipo de roca encajónate es semi dura y el mineral de dureza media.

5.3.1 Elección del método de explotación

Para la elección de nuestro método nos basaremos en unas tablas obtenidas del libro “EXPLOTACION SUBTERRANEA”-Facultad de Ingeniería de Minas-

Universidad Nacional del Altiplano-Puno. Pero también nos guiaremos por la experiencia obtenida en nuestras actuales labores de explotación.

Tabla N° 17: Cuadro de puntajes a usar para la evaluación del método de explotación

PUNTAJE POR METODO SEGUN SU APLICABILIDAD	
CLASEFICACION	VALOR
Preferido	3 , 4
Probable	1 , 2
Improbable	0
Desechado	-49

Fuente: “Explotación Subterránea”-Universidad del Altiplano-Puno

Tabla N° 18: Clasificación de los métodos de explotación en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento

METODO DE EXPLOTACION	CLASIFICACION DE LOS METODOS MINEROS EN FUNCION DE LA GEOMETRIA Y DISTRIBUCION DE LEYES DEL YACIMIENTO														SUMATORIA: PARA NUESTRO YACIMIENTO
	FORMA DEL YACIMIENTO			POTENCIA DEL MINERAL				INCLINACION			DISTRIBUCION DE LEYES				
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER		
Tajo Abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3	3	11
Hundimiento por Bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0	0	-43
Camaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1	1	8
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0	0	-41
Tajeo Largo	-49	0	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	0	-45
Camaras y Pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3	3	11
Camaras de almacen	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1	1	8
Corte y Relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3	3	15
Entibacion con marcos	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3	3	12

M: Masivo T: Tabular I: Irregular E:Estrecho P: Potente MP: Muy Potente
T: Tumbado IT: Intermedio IN: Inclinado U: Uniforme D: Diseminado ER: Errático

Fuente: “Explotación Subterránea”-Universidad del Altiplano-Puno

Tabla N° 19: Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas-zona mineral

CLASIFICACION DE LOS METODOS ATENDIENDO A LAS CARACTERISTICAS GEOMECANICAS-ZONA MINERAL											
METODO DE EXPLOTACION	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS			RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES			SUMATORIA PARA NUESTRO YACIMIENTO	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M		G
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Hundimiento por Bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0	8
Camaras por subnivel	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4	5
Hubdimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2	7
Tajeo Largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0	8
Camaras y Pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	6
Camaras de almacen	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4	6
Corte y Relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2	8
Entibacion con marcos	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2	8

Resistencia de las rocas : P=Pequeña, M=Media, A=Alta
 Espaciamiento entre fracturas : MP=Muy pequeña, P=Pequeña, G=Grande, MG=Muy grande
 Resistencia de las discontinuidades: P=Pequeña, M=Media, G=Grande

Fuente: “Explotación Subterránea”-Universidad del Altiplano-Puno

Tabla N° 20: Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas-caja techo

CLASIFICACION DE LOS METODOS ATENDIENDO A LAS CARACTERISTICAS GEOMECANICAS-CAJA TECHO											
METODO DE EXPLOTACION	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS			RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES			SUMATORIA PARA NUESTRO YACIMIENTO	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M		G
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Hundimiento por Bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	8
Camaras por subnivel	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4	5
Hubdimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	8
Tajeo Largo	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0	8
Camaras y Pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	6
Camaras de almacen	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	8
Corte y Relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	8
Entibacion con marcos	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	8

Resistencia de las rocas : P=Pequeña, M=Media, A=Alta
 Espaciamiento entre fracturas : MP=Muy pequeña, P=Pequeña, G=Grande, MG=Muy grande
 Resistencia de las discontinuidades: P=Pequeña, M=Media, G=Grande

Fuente: “Explotación Subterránea”-Universidad del Altiplano-Puno

Tabla N° 21: Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas-caja piso

CLASIFICACION DE LOS METODOS ATENDIENDO A LAS CARACTERISTICAS GEOMECANICAS-CAJA PISO											
METODO DE EXPLOTACION	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS			RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES			SUMATORIA PARA NUESTRO YACIMIENTO	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M		G
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Hundimiento por Bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3	9
Camaras por subnivel	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4	3
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4	5
Tajeo Largo	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3	8
Camaras y Pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3	6
Camaras de almacen	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3	8
Corte y Relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	10
Entibacion con marcos	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	10

Resistencia de las rocas : P=Pequeña, M=Media, A=Alta
Espaciamiento entre fracturas : MP=Muy pequeña, P=Pequeña, G=Grande, MG=Muy grande
Resistencia de las discontinuidades: P=Pequeña, M=Media, G=Grande

Fuente: “Explotación Subterránea”-Universidad del Altiplano-Puno

Tabla N° 22: Cuadro de valores obtenidos en la evaluación de los métodos de explotación

METODO DE EXPLOTACION	SUMA TOTAL
Tajo Abierto	41
Hundimiento por Bloques	-18
Camaras por subnivel	21
Hundimiento por subniveles	-21
Tajeo Largo	-21
Camaras y Pilares	29
Camaras de almacen	30
Corte y Relleno	41
Entibacion con marcos	38

Fuente: Elaboración Propia

De nuestra tabla de resumen de sumatorias podemos concluir que para este tipo de yacimiento podemos usar los siguientes métodos de explotación:

- 1.- Cámaras por subniveles con una puntuación de 21.
- 2.- Cámaras de almacén con una puntuación de “30”.
- 3.- Corte y Relleno con una puntuación de “41”.
- 4.- Entibación con marcos con una puntuación de “38”.

Los demás métodos con sumatoria negativa son descartados, también se descarta cámaras y pilares debido a que el buzamiento de nuestra veta es de 70°. Y lógicamente se descarta el Tajo abierto en vista que nuestro yacimiento está formado por vetas. Entre los métodos sugeridos según las tablas el de mayor puntuación es el Corte y Relleno, seguido por Entibación con marcos y considerando también el de cámaras de almacén.

Pero como la inclinación del corte varia constantemente, nos limita a no poder almacenar carga sin diluir, descartándose el método de almacenamiento pero no del todo; de acuerdo a nuestra experiencia en estos tipos de veta, usaremos la estructura del método de cámaras de almacén, pero sin almacenar. Esto quiere decir que después de cada disparo, la limpieza será inmediata de cada buzón o chute.

Finalmente como la realidad de cada yacimiento es diferente tenemos que usar la creatividad y combinar métodos para lograr la máxima recuperación y la menor dilución posible, es por eso que se ha determinado aplicar el método de explotación. **CORTE Y RELLENO ASCENDENTE, CIRCANDO CON PERFORACION VERTICAL Y DESCARGA INMEDIATA DEL MINERAL.** Que lo explicaremos más adelante.

5.3.2 Consideraciones técnicas en el diseño del tajeo

Para hacer un buen diseño de nuestros tajos es que debemos tener presente las siguientes consideraciones técnicas:

- Si la veta tiene 0.40 m. de potencia se debe buscar diluir hasta 0.05 m pero en el peor de los casos como potencia limite máxima de corte debe ser 0.60 m.
- Al cambiar continuamente el buzamiento de la veta, teniendo tramos de 50° de buzamiento (tajo inclinado).

5.3.3 Descripción del método de explotación: “Corte y relleno ascendente, circando con perforación vertical y descarga inmediata del mineral”

5.3.3.1 Principios generales:

Es un método ascendente, en el cual el mineral es arrancado por franjas horizontales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. El mineral disparado caerá en los chutes de extracción los cuales están separados cada 6 metros, una vez extraído el mineral de los chutes se procede a disparar el desmonte, pero previamente se ha debido preparar el entablado, el cual permitirá seguir subiendo con los chutes; después de cada disparo se pondrán puntales en línea los cuales nos servirán como sostenimiento y como soporte para el entablado. Cabe decir que este desmonte encajonado nos servirá como plataforma para la siguiente perforación.

Para los siguientes cortes, los cuales tendrán de plataforma el relleno encajonado; se tendrán que usar mantas, las cuales serán colocadas encima del

relleno para que la siguiente franja de mineral explotado caiga en las mantas y no se pierda el mineral fino en los cajones de relleno. Una vez culminada la limpieza del mineral se retirará la manta para disparar el desmonte y así se proseguirá secuencialmente hasta acabar el block.

5.3.3.2 Preparación del tajeo

Se debe limitar el tajeo con una galería base o de transporte, una galería superior y chimeneas. En lo que a galerías base se refiere se tienen las siguientes alternativas:

a) Galería base protegida por un puente de mineral: En este caso se dejara un puente de mineral que separe la galería principal del subnivel de explotación, este puente no podrá ser recuperado posteriormente perdiéndose el mineral existente, por lo tanto su altura será la mínima que soporte todo el relleno hasta concluir el tajeo.

b) Galería base con techo artificial: En este 2do caso una vez hecho el subnivel de explotación y haber explotado una primera franja horizontal tomar la precaución, de construir en el subnivel un piso de concreto delgado o si lo amerita un piso de concreto armado para separar el relleno del mineral del puente y evitar así que se mezclen en el momento de recuperar el puente. Se realiza este trabajo si el valor del mineral existente en el puente justifica las losas de cemento.

c) Galería base totalmente artificial: En el caso de crear una galería base completamente artificial, es decir el alza de la galería es de concreto, de serchas

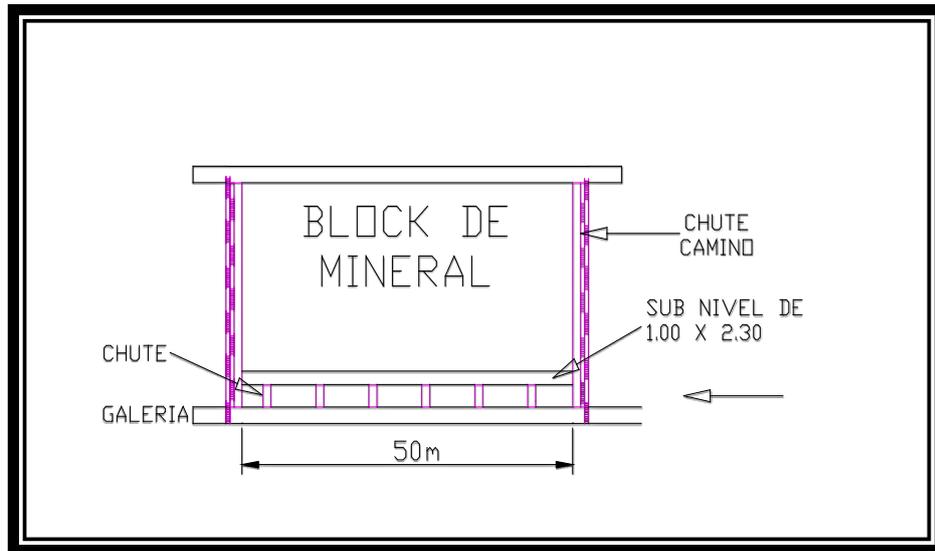
etc. recuperándose desde la galería todo el tajo sin dejar puente mineral, esto es justificado por el valor del mineral.

En cuanto a los echaderos de evacuación del mineral arrancado, se puede decir que en general la distancia entre ellas dependerá de dos factores fundamentales:

1. Sistema empleado en la evacuación del mineral (a mano o mecanizado).
2. Calidad del material con que están construidas.

Una vez que se tiene delimitado el tajo por dos galerías la de extracción (Inferior) y el nivel superior, y también por dos chimeneas en ambos extremos del tajo (cada chimenea dividida en dos compartimientos: chute y camino) a partir del primer chute en la galería de extracción se corren chimeneas de 3 m sobre veta, con una separación aproximada de 6 m en donde se armaran tolvas de extracción, luego dejando un puente de 3 m se procede a correr subniveles sobre la veta. Quedando de esta manera el tajo preparado y listo para entrar a ser explotado. En nuestra unidad minera se prepara las labores de igual forma que lo expuesto anteriormente en donde nuestras características particulares son: La longitud horizontal del tajo es de 50 m por lo tanto los chutes de extracción estarán separados cada 6 m, las chimeneas de los extremos será de 1.00 m x 3.00 m y una altura inicial de 5 m luego a los 3 m de la chimenea se harán los subniveles sobre la veta con una sección de 2.3 m x 1 m hasta los 50 m y comunicando todos los demás chutes quedando el tajo preparado.

Gráfico N° 16: Diseño del tajo



Fuente: Elaboración Propia

5.3.3.3 Perforación:

Sistema y/o tipos de perforación:

1. **Perforación Manual:** Se realiza mediante el empleo de un barreno usado con la finalidad de facilitar su extracción y rotación. El barreno es sostenido por el ayudante, mientras que el otro golpea con una comba, luego se hace girar un cierto ángulo para proseguir con el proceso de perforación. Este proceso también lo realiza una sola persona, dentro de la minería artesanal.
2. **Perforación Neumática:** Se realiza mediante el empleo de una perforadora convencional; usando como energía el aire comprimido, para realizar huecos de diámetro pequeño con los barrenos integrales que poseen una punta de bisel (cincel); que se encarga de triturar la roca al interior del taladro. En cada golpe que la perforadora da al barreno y

mediante el giro automático hace que la roca sea rota en un círculo que corresponde a su diámetro; produciéndose así un taladro.

- 3. Perforación Eléctrica:** Se realiza empleando energía eléctrica, que un generador lo provee y para ello se emplea una perforadora con un barreno helicoidal, que puede realizar taladros de hasta 90 cm. de longitud, siendo el problema principal el sostenimiento de la perforadora para mantenerla fija en la posición de la perforación.
- 4. Perforación Hidráulica:** Se realiza mediante el empleo de equipos altamente sofisticados, robotizados, de gran capacidad de avance y performance. Utiliza la energía hidráulica para la transmisión, control de fuerzas y movimientos en la perforación. Además, cuenta con un tablero de control computarizado, equipado con un software de perforación donde se grafica el trazo de perforación requerido. La gran ventaja de estos equipos es su gran precisión y paralelismo en la perforación. Por su gran rendimiento, es requerido por la gran minería.

En nuestro caso la unidad usa la perforación neumática; por lo tanto veremos los tipos de perforadoras convencionales neumáticas:

Tipos de perforadoras neumáticas convencionales

a. Jack Leg.- Perforadora con barra de avance que puede ser usada para realizar taladros horizontales e inclinados, se usa mayormente para la construcción de galerías, subniveles, Rampas; utiliza una barra de avance para sostener la perforadora y proporcionar comodidad de manipulación al perforista.

Gráfico N° 17: Perforadora *Jack Leg Secan 250*



Fuente: Boart Longyear

b. *Stoper*.- Perforadora que se emplea para la construcción de chimeneas y tajeado en labores de explotación (perforación vertical hacia arriba).

Está constituido por un equipo perforador adosado a la barra de avance que hace una unidad sólida y compacta.

Gráfico N° 18: Perforadora *Stoper Secan 250*



Fuente: Boart Longyear

Metodología de perforación

Se pueden perforar taladros **horizontales, verticales e inclinados**. En el caso de taladros **horizontales**, no se tiene que vencer un empotramiento y el rendimiento por metro barrenado y uso de explosivo será mucho mejor. El inconveniente de la perforación horizontal reside en el hecho de que en tajos estrechos, el perforista no puede disponer de suficientes lugares de trabajo.

En los taladros **verticales** se tendrá siempre que vencer un empotramiento, por lo cual será necesario una perforación con pasadura (sub. drilling), lo que disminuye el rendimiento por metro barrenado aumentando consigo el uso de explosivo. La ventaja que posee es que deja suficiente lugar de trabajo al perforista asegurando una buena utilización del tiempo. Una solución intermedia consiste en la **perforación inclinada** ya que es más ventajosa que la perforación vertical, pues el empotramiento que tiene que vencer es más fácil, disminuyendo consigo la pasadura trayendo consigo las ventajas ya vistas anteriormente.

En nuestra unidad usaremos la perforación vertical en chimeneas y tajeos, con circado es decir se realizara doble disparo sobre un mismo tope; y la perforación horizontal para frentes (galerías y subniveles). Primero se circara sobre veta una sección de 2.3 m x 0.6 m (subniveles) con barreno de 6 pies alcanzando una distancia de 1.60 m rompiéndose un volumen de 2.208 m³ y un Tonelaje de 6.5 tm. Segundo se perforará en desquinche ampliando la sección cortada hasta 1 m de ancho y completar lo que falta en vertical, el volumen a romper es de 1.3892 m³ que hace un tonelaje de 3.4 tm de desmonte.

5.3.3.4 Limpieza de mineral en el tajeo:

El mineral arrancado caerá directamente en los chutes de extracción y en el cajón del relleno protegido con manta, se limpiará el mineral de la manta, echándolo en los chutes más cercanos.

5.3.3.5 Construcción de tolvas:

En las chimeneas se debe construir una tolva que es la base de la columna por donde se extraerá el mineral, esta tolva debe tener un sistema de compuertas para controlar la descarga del mineral a los carritos mineros. Al costado de este compartimiento se hace el camino con descansos e instalación de escaleras de manera alternada de tal forma que la siguiente escalera este sobre una nueva plataforma a un costado evitando tener espacios muy altos vacíos. El material de las tolvas puede ser todo de madera, de concreto armado con compuerta metálica, tolva de madera con columna de anillos metálicos, etc. En nuestro caso usaremos como material la madera y el modelo de la tolva a usar es la de Tolva China.

5.3.3.6 Rellenos:

A. Por el tipo de relleno y su origen tenemos:

Relleno Convencional o Detrítico.- Es cuando el material de relleno está constituido por roca estéril, procedente de diferentes labores en estéril realizados en el interior mina y de no abastecer las necesidades de la operación, se trae material de superficie y por la chimenea de relleno se transporta al interior del tajo.

Relleno hidráulico.- 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.

A veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura. Este relleno debe ser lo más barato posible, tanto en su obtención como en su abastecimiento. Según el caso, su procedencia puede ser la siguiente:

- a) Canteras especiales: Este relleno se obtiene en la superficie, en canteras especialmente organizadas, con ese objeto para así, abaratar los costos. De todas maneras, salvo en aquellos casos de canteras de arenas o de materiales detrítico que se pueden obtener a un costo muy reducido, este sistema es por lo general caro.
- b) Rellenos de tajos antiguos: Éste es relativamente de bajo costo, siendo el inconveniente que estos rellenos se consolidan por la acción de la humedad y de la presión de las cajas.
- c) Estériles de plantas de preconcentración: Se usa cuando la planta está a poca distancia de la mina, de no ser así, obliga a un mayor costo de transporte del estéril.
- d) Relleno Hidráulico: Consiste en transportar un relleno constituido por material de grano fino, suspendido en una pulpa con agua, que se deja decantar en el tajo.
- e) Relleno Creado In Situ: La obtención de relleno en el tajo mismo puede ser ventajoso, como por ejemplo en el caso de vetas angostas o de vetas que presentan variaciones en la mineralización.

B. Abastecimiento del relleno:

Desde el punto de vista de transporte se distinguen dos tipos de rellenos: rellenos secos y relleno húmedos

- a) Rellenos secos: Se transporta de manera idéntica que el mineral, es decir, se empleará el mismo equipo empleado en el transporte del mineral. De ésta manera, el relleno llega a los tajos por la galería superior y es vaciado en el interior del tajo por su chimenea de relleno.
- b) Rellenos Hidráulicos o Húmedos: *Es un caso especial en que la pulpa es transportada por gravedad a través de una red de cañerías con varios terminales que se introducen en los tajos desde la galería superior por una chimenea o bien por hoyos de sondajes entubados.*

En nuestras operaciones usaremos el relleno convencional detrítico obtenido dentro del tajo.

5.3.3.7 Ciclo de producción:

Es importante que en este método de explotación se organice el trabajo en los tajos de tal modo que no se produzcan atrasos por la limpieza, colocación del relleno, etc.

En nuestro tajeo el ciclo de producción será de la siguiente manera:

De manera simplificada en simultáneo en ambas alas el ciclo es:

1. Perforación vertical circando veta con una longitud de 6 m entre dos chutes y acumulando

taladros en la caja (para después de la limpieza del mineral disparar el desmonte y de esta manera aumentar la sección); seguidamente se disparará el mineral.

2. Limpieza del mineral de la manta a los chutes y de los chutes al echadero de mineral más cercano.

3. Preparación de los puntales y sus entablados para encajonar el desmonte.

4. Voladura del desmonte y afirmado de estos en los cajones, de tal manera de que nos deje una superficie horizontal lo más plana posible para poder seguir trabajando con comodidad, el exceso de desmonte si es que lo hubiese es extraído desde los chutes al echadero de desmonte.

5. Se repite el paso 1, 2, 3 y 4.

6.- De esta manera se avanzará verticalmente y se seguirá tajeando en forma horizontal, hasta llegar al siguiente nivel.

5.3.4 Características generales del método de explotación a utilizar considerando sus variantes

- a) Posibilidades de aplicación: Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde la veta es muy angosta y las cajas son medianamente seguras. Como se trabaja con una altura equivalente a la altura mínima de operación de la stoper (2.3 m), con un barreno de 2 pies es posible controlar mediante empernado o con puntales de madera ante cualquier indicio de derrumbe.
- b) 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.

- c) Recuperación: En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar la excesiva dilución, debido a la poca potencia de la veta. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.
- d) Dilución de la ley: Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de circar la veta, se debe tener mucho cuidado de no romper mucho estéril para que no se mezcle con el mineral. También se debe tener cuidado que no se pierda mineral por el relleno; debe colocarse muy bien la manta.
- e) Rendimientos: Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios.

En tajos sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4-8 tm/hombre, según el ancho del tajo.

Ventajas y desventajas del método a usar

Ventajas

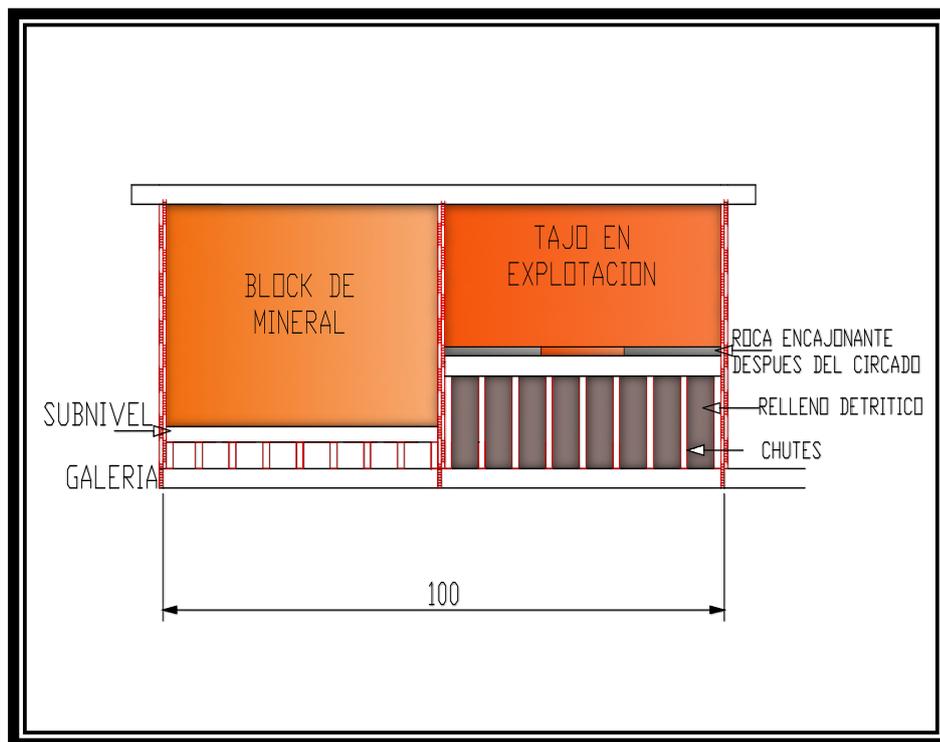
- La recuperación es cercana al 90%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos–mecánicas competentes e incompetentes.
- Dinámico a diario se puede disparar y continuamente se obtiene mineral.

- Para rellenar no tiene paradas ni es muy costoso debido a que el relleno caerá a los cajones.

Desventajas

- Costo de explotación elevado por el fuerte consumo de madera.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia de la preparación del entablado y la puesta de puntales.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

Gráfico N° 19: Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente, Circando con perforación vertical y Descara inmediata del mineral.



Fuente: Elaboración Propia

5.4 OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO

En el punto anterior se explicó a grandes rasgos nuestro proceso de minado, pero ahora en este punto detallaremos cada operación unitaria. Cabe mencionar que desde hace algunos años, lo que prima en cada empresa no solo del Perú, sino en cualquier empresa internacional; es la seguridad por lo tanto antes de explicar el proceso de nuestras operaciones unitarias, trataremos sobre la seguridad y todo lo relacionado a ella.

5.4.1 Gestión de la seguridad e higiene minera

En la actualidad en todas las empresas ya sean del Perú o de cualquier parte del Mundo se habla bastante de la seguridad, y muchas veces se han formado conceptos erróneos sobre la seguridad.

Que dicen muchas personas sobre la palabra seguridad:

- Es hacer bien las cosas.
- Es realizar bien las cosas desde el inicio.
- Es sinónimo de trabajo bien realizado.
- Realización de condiciones y actitudes correctas de toda organización.

Aparentemente estos son conceptos lógicos de seguridad, pero comparándolos con los siguientes vamos a darnos cuenta que son conceptos erróneos.

Seguridad gramaticalmente significa: libre y exento de todo peligro, daño o riesgo.

- Es el resultado de la prevención.

- Es la protección de las personas, bienes materiales y el medio ambiente, contra riesgos fuera de lo normal.
- Son las cosas bien hechas.

Entonces comparando los primeros conceptos con estos últimos, podemos diferenciar bien el significado de seguridad.

Ahora si nos centramos principalmente en nuestra actividad, diríamos Seguridad Minera, y lo vamos a definir de la siguiente manera:

La seguridad minera es el resultado de la prevención de todo trabajo o labor minera, en la cual el objetivo principal es la protección de todos los trabajadores mineros, bienes materiales y medio ambiente, contra riesgos fuera de lo normal.

Para resumir son las cosas bien hechas.

El principal documento que rige la Seguridad Minera en nuestro país es el **“Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional” D.S. N° 055-2010-EM.**

5.4.1.1 Términos y conceptos

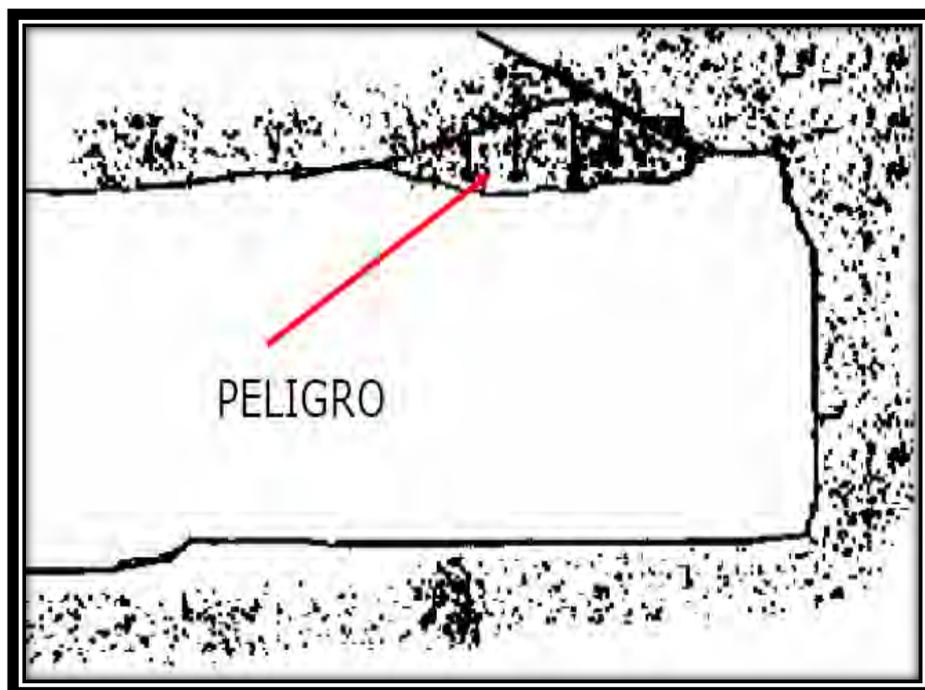
5.4.1.1.1 Peligro: Es toda fuente potencial que puede causar daños a la persona, al ambiente, a los equipos y al proceso. La habilidad para identificar el peligro depende del entendimiento de cómo éste puede causar daño.

Los peligros pueden clasificarse en:

- Peligros naturales.
- Peligros del sistema.

- Peligros físicos.
- Peligros químicos.
- Peligros mecánicos.
- Peligros psicológicos.
- Peligros biológicos.
- Peligros sociales.
- Peligros ambientales.
- Peligros fisiológicos.
- Peligros del Operador.
- Peligros Eléctricos.

Gráfico N° 20: Imagen en donde se muestra un ejemplo de peligro



Fuente: Manual de Seguridad Minera-TECSUP

5.4.1.1.2 Riesgo: Es la probabilidad o posibilidad de que ocurra un daño a partir de un peligro.

Gráfico N° 21: Imagen en donde se identifica un peligro y su respectivo riesgo



Fuente: www.gecoartesanal.com

Los riesgos pueden clasificarse:

- **Según la seriedad de las consecuencias:**

Categoría 1-Catastrófica-Desastre. Resulta en fatalidades o lesiones de gravedad o pérdida del sistema con implicaciones de gravedad para la organización.

Categoría 2-Fatal. Muy seria. Resulta en lesiones personales o daños al sistema o requiere de una medida correctiva inmediata para la supervivencia del personal o del sistema.

Categoría 3-Permanente. Daños de seriedad. Resulta en lesiones personales o daños al sistema o requiere de una medida correctiva inmediata para la supervivencia del personal o del equipo.

Categoría 4-Temporal. Marginal. Puede resultar en una lesión leve o una interrupción del sistema, pero se puede controlar con medidas correctivas.

Categoría 5-Menor. No resulta en lesiones personales o daño significativo a la propiedad.

▪ **Según la Probabilidad/Frecuencia:**

Categoría A-Común-Sucede con frecuencia

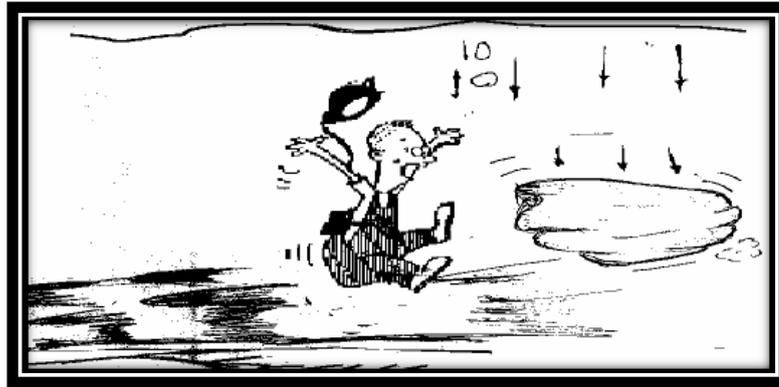
Categoría B-Ha ocurrido-Con frecuencia

Categoría D-No es probable – Raro

Categoría E-Prácticamente imposible – Muy raro

5.4.1.1.3 Incidente o “Casi Accidente”: Es un evento o acontecimiento no deseado que pudo haber causado algún tipo de daño. En términos populares es un acontecimiento en el que nos salvamos por un pelo. Es de suma importancia reportar los incidentes, debido a que estos acontecimientos se consideran como de alto potencial para producir daños, por lo que se les concede la misma atención especial que se les otorga a los accidentes. Según el nuevo Reglamento el accidente y el cuasi accidente están considerados como incidentes.

Gráfico N° 22: Imagen en donde se muestra un incidente o cuasi accidente



Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

5.4.1.1.4 Accidente: Es un acontecimiento inesperado, no deseado que culmina en un daño a la persona, al ambiente, a la comunidad, al equipo y/o al proceso productivo. No existe hecho de mayor importancia, trascendencia o más dramático que los aspectos humanos derivados de la pérdida accidental: lesiones, dolor, pena, angustia, pérdida de miembros o de funciones del cuerpo, enfermedades ocupacionales, incapacidad, muerte. La manera más efectiva de que se dispone para minimizarlos es haciendo uso tanto de los aspectos humanos como de los económicos, para motivar el control de los accidentes que dan origen a las pérdidas. Los accidentes se producen por el contacto con una sustancia o fuente de energía, por encima de la capacidad límite del cuerpo o estructura.

Gráfico N° 23: Imagen que muestra ejemplos de accidentes



Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

5.4.1.2 Riesgos y Clases

También podemos definir EL RIESGO COMO:

La probabilidad que un peligro (causa inminente de pérdida), existente en una actividad determinada durante un periodo definido, ocasione un incidente con consecuencias factibles de ser estimadas.

También lo podemos entender cómo, el potencial de pérdidas que existe asociado a una operación productiva, cuando cambian en forma no planeada las condiciones definidas como estándares para garantizar el funcionamiento de un proceso o del sistema productivo en su conjunto.

5.4.1.2.1 Clases de Riesgos: Los riesgos en general, se pueden clasificar en riesgo puro y riesgo especulativo. El riesgo especulativo es aquel riesgo en la cual existe la posibilidad de ganar o perder, como

por ejemplo las apuestas o los juegos de azar. En cambio el riesgo puro es el que se da en la empresa y existe la posibilidad de perder o no perder pero jamás ganar.

El riesgo puro en la empresa a su vez se clasifica en:

5.4.1.2.1.1 Riesgo inherente: Es aquel riesgo que por su naturaleza no se puede separar de la situación donde existe. Es propio del trabajo a realizar. Es el riesgo propio de cada empresa de acuerdo a su actividad, por ejemplo los mostrados en la siguiente tabla.

Tabla N° 23: Cuadro en donde se muestran los principales riesgos en las diferentes tipos de empresas

TIPO DE EMPRESA	PRINCIPALES RIESGOS INHERENTES
Transporte	Choques, colisiones, volcadura
Metalmecánica	Quemaduras, golpes,
Construcción	Caída de distinto nivel, golpes, atrapamiento
Minería	Derrumbes, caída de rocas, explosiones, caídas, atrapamiento
Servicios	Choque, colisiones, lumbago, caídas

Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

Los riesgos inherentes en una empresa se deben controlar y/o eliminar los que sean posibles, ya que como estos están en directa relación con la actividad de la empresa si estos no lo asumen no puede existir. Los riesgos incorporados se deben eliminar de inmediato. Cuando un riesgo se sale de nuestro control producen accidentes que provocan muertes, lesiones incapacitantes, daños a los equipos, materiales y/o medio ambiente. Todo esto resulta como pérdida para la empresa, ya que ocurrido un accidente la empresa debe:

- 1.- Contratar un nuevo trabajador y prepararlo para esa actividad.
- 2.- Redistribuir los trabajadores en el área.
- 3.- Pérdidas de tiempo.
- 4.- Comprar o reparar la maquinaria y/o equipos.
- 5.- Pérdida de tiempo de los trabajadores involucrados en el accidente.

5.4.1.2.1.2 Riesgo incorporado: es aquel riesgo que no es propio de la actividad, sino que producto de conductas poco responsables de un trabajador (ACTOS SUBESTANDARES), el que asume otros riesgos con objeto de conseguir algo que cree que es bueno para el y/o para la empresa, como por ejemplo ganar tiempo, terminar antes el trabajo para destacar, demostrar a sus compañeros que es mejor, etc.

Los siguientes son ejemplos de riesgos incorporados:

- 1.- Clavar con un alicate o llave y no con un martillo.
- 2.- Subir a un andamio sin amarrarse.
- 3.- Sacar la protección a un esmeril angular o amoladora.
- 4.- Levantar sin doblar las rodillas.
- 5.- Levantar o transportar sobrepeso.
- 6.- Transitar a exceso de velocidad.
- 7.- No reparar una falla mecánica de inmediato.
- 8.- Trabajar en una máquina sin protección en las partes móviles.

5.4.1.3 IPERC (Identificación de peligros, evaluación y control de riesgos)

5.4.1.3.1 Identificación de Peligros

- **Métodos de Identificación de Peligros:**

- Investigación de accidentes→Estadística de accidentes→Discusiones, entrevistas.
- Inspecciones; Auditorias→Análisis de trabajos seguros→Programa STOP.
- Lista de verificación (check list). →Observación de tareas planeadas.

- **Encontrando los peligros.- Cuando se buscan peligros se debe considerar:**

- ¿Qué tan adecuadas, son las cosas empleadas, para la tarea?
- ¿Cómo la gente puede dañarse con el equipo, maquinaria o herramientas?
- ¿Cómo la gente puede dañarse indirectamente por el ruido, humos, etc.
- ¿Cómo la gente usa equipos y materiales?
- Listado de peligros que usted considere y cuanto daño cree que pueden ocasionar.

- **Entonces.- ¿Cómo nos damos cuenta de los peligros?**

- Cuando examine una actividad para identificar peligros, pregúntese:

¿Qué es exactamente lo que voy a hacer?

- Si es necesario liste todos los pasos

¿Con qué materiales/sustancias tendré que tratar?

¿Qué herramientas y equipos usaré?

¿Cuándo realizaré el trabajo? (de día, de noche, estación del año, etc.)

¿Cómo puede afectar a la actividad, las personas, equipo, actividades adyacentes?

¿Cómo se afectará a las personas, equipos, materiales y medio ambiente adyacente?

➤ Otras preguntas útiles que puede hacerse es ¿Qué Sí?

La tubería está vacía? →Me resbalo? →Hay chispas? →La válvula tiene fugas? →El techo se desprende? →La pared se desmorona? →El ventilador se para?

Tabla N° 24: Cuadro de identificación de peligros

IDENTIFICACION DE PELIGROS EN OPERACIONES MINA	PELIGROS
	TEMPERATURA ALTA
	PARRILLAS
	CUADROS
	GASES
	POLVO
	PERFORACIÓN
	ROCA FRACTURADO
	SCOPTRAM
	EXPLOSIVOS

Mario M. Roma Correa -
ingmariopon@hobmail.com

Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

Tabla N° 25: Cuadro en donde se muestra algunos peligros y sus respectivos riesgos

PELIGROS	RIESGOS
TEMPERATURA ALTA	FATIGA
	EXPLOSIONES PREMATURAS
PARRILLAS	CAIDA DE PERSONA
	LUZ DE RIEL A RIEL >8"
CUADROS	CUADRO MAL ARMADO
	CUADRO FATIGADO
GASES	GASEAMIENTO
	ASFIXIA
POLVO	ENFERMEDAD OCUPACIONAL
	FALTA DE VISIBILIDAD
	CAIDA DE PERSONAS
PERFORACIÓN	DESPRENDIMIENTO DE ROCAS
	EXPLOSIÓN DE TIROS CORTADOS
ROCA FRACTURADO	CAIDA DE ROCAS
	DERRUMBE DE LABORES
SCOPTRAM	CHOQUE
	DAÑO A LA PROPIEDAD
	ATROPELLO
EXPLOSIVOS	TIROS CORTADOS
	EXPLOSIÓN PREMATURA
	MANIPULACIÓN

Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

5.4.1.3.2 Evaluación de Riesgos

- Riesgo es la probabilidad, severidad y frecuencia de daños a gente, propiedad y el ambiente.
- Así como la severidad de daño, que puede ser causada por energías provenientes de la exposición. Entre más se realice una tarea, mayor la posibilidad de lesión (frecuencia).
- El equipo IPERC necesita identificar las fuentes y tipos de energías involucrados en, o producidos por la operación o los procesos, al igual que

la fuerza y los efectos dañinos de las energías para evaluar efectivamente el riesgo, de la compañía auditada.

- El auditor debe diferenciar entre áreas de alto y bajo riesgo en la operación del negocio.
- La evaluación de riesgos toma la información y determina el riesgo asociado con los peligros.
- Esto es muy necesario para poder determinar la respuesta a los peligros y los riesgos.

La supervisión y/o el equipo debe: →Evaluar toda la información registrada.

Tabla N° 26: Cuadro de Evaluación de Riesgo

Evaluación del Riesgo									
	Consecuencias			Probabilidad					Riesgo
	Personas	Recursos	Imagen	1	2	3	4	5	
				No hay casos en el sector en 5 años	Ha ocurrido en el sector en los últimos 5 años	Ha ocurrido en los últimos 3 años	Ha ocurrido una vez en el último año	Ha ocurrido más de una vez en el último año	
0	No lesión	No daño	No impacto						Tolerable
1	Lesión leve	Daños leves	Impacto leve						Moderado
2	Lesión menor	Daño menor	Impacto limitado						Importante
3	Lesión mayor	Daño localizado	Impacto considerable						Intolerable
4	Una fatalidad	Daño mayor	Impacto a nivel nacional						
5	Varias fatalidades	Daño extensivo	Impacto a nivel internacional						

Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

Tabla N° 27: Matriz de Evaluación de Riesgo

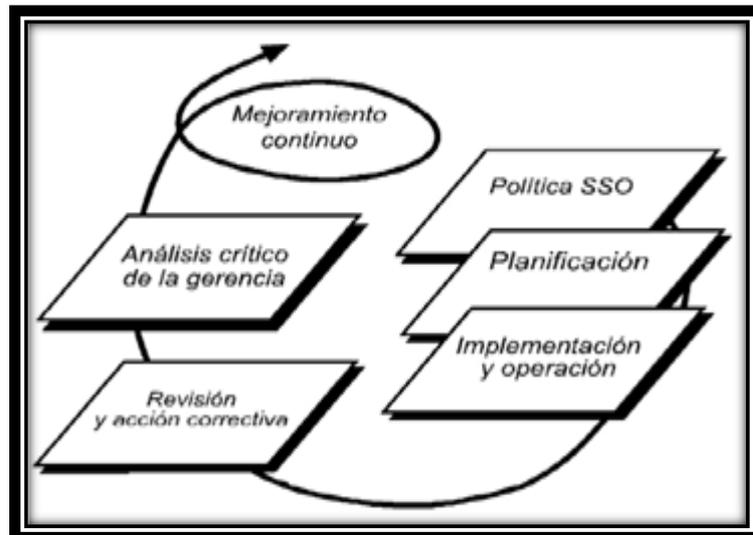
CONSECUENCIAS	1 Catastrófico	1	2	4	7	11
	2 Fatalidad	3	5	8	12	16
	3 Lesión Permanente	6	9	13	17	20
	4 Lesión Temporal	10	14	18	21	23
	5 Lesión Menor	15	19	22	24	25
		A Común	B Han ocurrido	C Pueden ocurrir	D No es probable que ocurra	E Imposible que ocurra
PROBABILIDAD - FRECUENCIA						

Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

5.4.1.4 Elementos del Sistema de Gestión

En el siguiente grafico podemos observar de manera resumida los Elementos que conforman el sistema de Gestión.

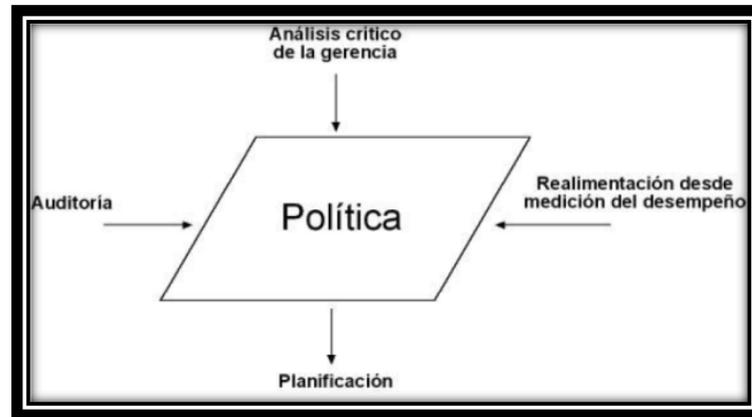
Gráfico N° 24: Elementos del Sistema de Gestión



Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

5.4.1.4.1 Política de Seguridad y Salud Ocupacional

Gráfico N° 25: La política y sus elementos



Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

Debe existir una política de seguridad y salud ocupacional, autorizada por la alta gerencia de la organización, que establezca claramente los objetivos globales de SSO y el compromiso para mejorar el desempeño de la seguridad y salud.

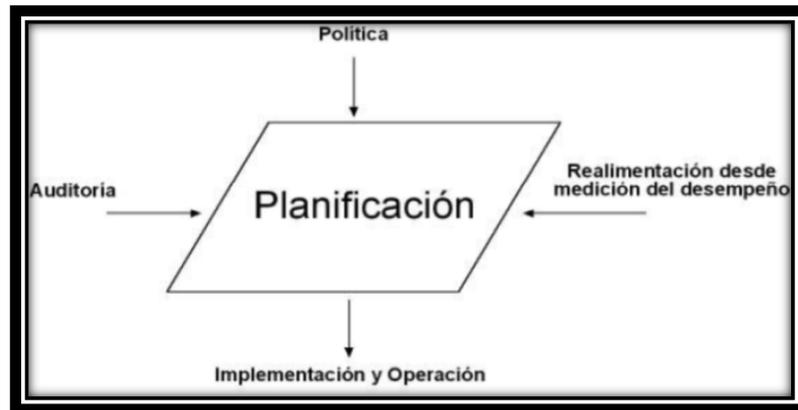
La política debe:

- a) ser apropiada a la naturaleza y escala de los riesgos de la SSO de la organización,
- b) incluir el compromiso con el mejoramiento continuo,
- c) incluir el compromiso con el cumplimiento, por lo menos, de la legislación vigente de SSO aplicable y con otros requisitos suscritos por la organización,
- d) estar documentada, implementada y mantenida,
- e) ser comunicada a todos los funcionarios, con el objetivo de que éstos tengan conocimiento de sus obligaciones individuales en relación a SSO,
- f) que esté disponible para todas las partes interesadas, y

g) sea analizada críticamente, en forma periódica, para asegurar que ésta permanece pertinente y apropiada a la organización.

5.4.1.4.2 Planificación

Gráfico N° 26: Planificación y sus elementos



Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

Planificación para la identificación de peligros, evaluación y control de los riesgos. La organización debe establecer y mantener procedimientos para la identificación continua de los peligros, para la evaluación de los riesgos y para la implementación de las medidas de control que sean necesarias. Estos procedimientos deben incluir:

- Actividades de rutina y no rutinarias,
- Actividades de todo el personal que tiene acceso a los lugares de trabajo (incluyendo subcontractados y visitantes),
- Instalaciones en las Áreas de trabajo, tanto las facilitadas por la organización como por otros.

La organización debe asegurar que los resultados de esas evaluaciones y los efectos de esos controles, sean considerados cuando se definan los objetivos de

SSO. La organización debe documentar y mantener estas informaciones actualizadas.

La metodología de la organización para la identificación de los peligros y para la evaluación de riesgos debe:

- ser definida respecto de su alcance, naturaleza y oportunidad para actuar de modo de asegurar que ésta sea proactiva en vez de reactiva,
- ser consistente con la experiencia operacional y con la capacidad de las medidas de control de riesgos que se empleen.

Objetivos

La organización debe establecer y mantener objetivos de seguridad y salud ocupacional documentados, en cada nivel y funciones pertinentes de la organización. Al establecer y analizar en forma crítica sus objetivos, la organización debe considerar los requisitos legales y otros requisitos, los peligros y riesgos de SSO, sus opciones tecnológicas, sus requisitos financieros, operacionales y de negocios así como el punto de vista de las partes interesadas.

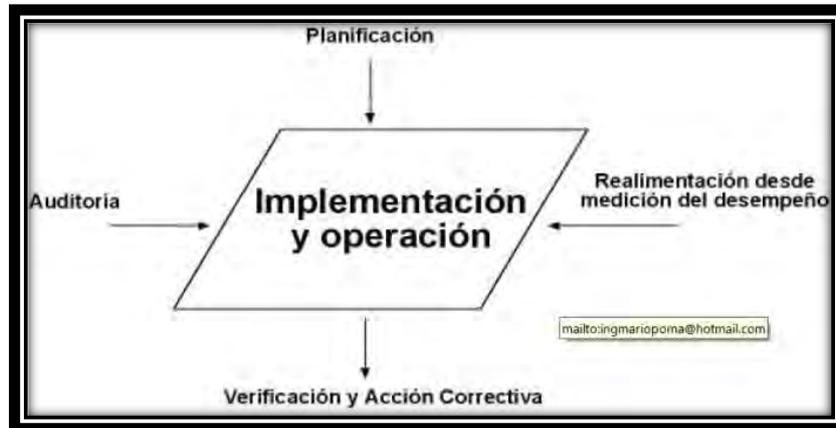
Programa de gestión de SSO

Una organización debe establecer y mantener un programa de SSO para lograr sus objetivos. Esos programas deben incluir la documentación para:

- a. La definición de responsabilidad y autoridad en cada función y nivel pertinente de la organización, que sea necesaria para el logro de los objetivos; y
- b. los medios y el plazo dentro del cual se deben cumplir esos objetivos.

5.4.1.4.3 Implementación y Operación

Gráfico N° 27: Implementación y operación



Fuente: Exposición Ing. Mario Roma Correa

5.4.1.4.3.1 Estructura y responsabilidad

Las funciones, responsabilidades y autoridades del personal que gestiona, desarrolla y verifica actividades que tienen efecto sobre los riesgos de SSO, tanto en las actividades, como en las instalaciones y procesos de la organización, deben ser definidas, documentadas y comunicadas a fin de facilitar la gestión de seguridad y salud ocupacional. La responsabilidad final por la SSO es de la alta gerencia. La gerencia debe proporcionar los recursos esenciales para la implementación, control y mejoramiento del sistema de gestión SSO. El representante nominado por la gerencia de la organización, debe tener funciones, responsabilidades y autoridad definida para:

a) asegurar que los requisitos del sistema de gestión SSO sean establecidos, implementados y mantenidos de acuerdo con esta especificación OHSAS,

b) asegurar que los informes sobre el desempeño del sistema de gestión de SSO, sean presentados a la alta gerencia para su análisis crítico y que sirvan de base para el mejoramiento del referido sistema.

5.4.1.4.3.2 Entrenamiento, conocimiento y competencia

El personal debe ser competente para desempeñar las tareas que puedan tener impacto sobre el SSO en el local de trabajo. La competencia debe estar definida en términos de educación apropiada, capacitación, entrenamiento y/o experiencia.

La organización debe establecer y mantener procedimientos para asegurar que sus empleados, trabajando en cada nivel y función pertinentes, estén conscientes:

- De la importancia de la política y procedimiento de SSO y con los requisitos del sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional,
- De las consecuencias de la SSO, reales o potenciales, en sus actividades de trabajo y de los beneficios para la seguridad y salud, resultantes del mejoramiento de su desempeño personal,
- De sus funciones y responsabilidades, para lograr la conformidad con la política y procedimientos de SSO y con los requisitos del sistema de gestión, incluyendo los requisitos.

5.4.1.4.3.3 Consulta y comunicación

La organización debe tener procedimientos para asegurar que las informaciones pertinentes de SSO, sean comunicadas hacia y desde los funcionarios y de otras partes interesadas.

El involucramiento del personal y las instancias de comunicación deben ser documentados y las partes interesadas informadas.

Los empleados y trabajadores deben ser:

- involucrados en el desarrollo y en el análisis crítico de las políticas y procedimientos para la gestión de riesgos,
- consultados cuando exista cualquier cambio que afecte su seguridad y salud en el local de trabajo,
- representados en los asuntos de seguridad y salud, e
- informados sobre quién es el representantes de los empleados, en los asuntos de SSO.

5.4.1.4.3.4 Documentación

La organización debe establecer y mantener información, en algún medio apropiado tal como papel o medio electrónico para:

- a) describir los elementos claves del sistema de gestión y su interacción entre ellos
y
- b) proporcionar orientación sobre la documentación relacionada.

NOTA: es importante que la documentación sea mantenida por el período mínimo requerido para su efectividad y eficiencia.

5.4.1.4.3.5 Control de documentos y datos

La organización debe establecer y mantener procedimientos para el control de todos los documentos y datos exigidos por esta especificación OHSAS, para asegurar que:

- a) puedan ser localizados,
- b) sean periódicamente analizados, revisados cada vez que sea necesario y aprobados respecto de su adecuación por personal autorizado.

5.4.1.5 Herramientas de control de riesgos

Para poder cumplir nuestras metas y objetivos, nos apoyaremos en herramientas de control de riesgos:

- **Reporte de Cinco Puntos:** La implementación de esta herramienta en el proceso nos da cierta confiabilidad para el logro de nuestros objetivos, ya que el reporte elaborado por el trabajador debe ser verificado en el área de trabajo por el supervisor. En circunstancia de que no circule un supervisor, los trabajadores tienen la premisa de trabajar sólo cuando las condiciones sean adecuadas y optimas, en caso de presentarse condiciones subestándares que no pudieran eliminar o controlar debe parase las labores hasta la concurrencia de un supervisor para analizar las circunstancia y determinar si se continúa o no trabajando. Los 5 puntos son los siguientes:

1. ¿Reviso la entrada y el camino al lugar del trabajo?

Este punto considera verificar y eliminar condiciones inseguras del acceso principal al área de trabajo; como también el buen estado del abastecimiento de

energías como la del aire, agua; así como también, el chequeo del grado de ventilación del acceso a las labores, para tomar las medidas correctivas inmediatas del caso.

2. ¿Está en buenas condiciones el lugar de trabajo y el equipo?

Al ingreso a la labor de trabajo, verificar y poner en buenas condiciones el lugar de trabajo, equipos y herramientas, de acuerdo a los Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro (PETS), para cada caso particular del área de trabajo asignada.

3. ¿Estoy trabajando de una manera segura?

Una vez cumplido los dos puntos anteriores e iniciadas las operaciones propias de las indicaciones del trabajo, propone mantener una actitud de alerta permanente preventivo, para contrarrestar cualquier acto o condición insegura durante la ejecución de los trabajos.

4. ¿Realizó ud. un acto y/o comentario de seguridad?

Durante la ejecución de los trabajos, se debe de realizar el chequeo permanente del estado de los empalmes y conexiones, herramientas, de las condiciones del área de trabajo; de tal manera de identificar los errores frecuentes, para luego acentuar nuestro cuidado en esos puntos críticos.

5. ¿Puede ud. y sus compañeros seguir trabajando de una forma segura?

Este último punto propone la alternativa del trabajo grupal, tanto en la producción; como el cuidado mutuo, para evitar incidentes / accidentes durante el desarrollo de los trabajos.

- **Inspecciones:** Son un medio fundamental para detectar los Actos Subestándares y Condiciones Subestándares y ser corregidas. Estas inspecciones se realizan a las instalaciones, al personal, equipos y propiedades de la empresa. Las inspecciones deben realizarse:
 - Diaria a cargo del jefe de guardia e ingeniero de seguridad.
 - Semanal por el Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera.
 - Mensual por el Comité de Seguridad.

- **Charlas de Seguridad:** El propósito es fortalecer el desempeño operativo, la actitud, la conducta y participación del personal, a través de comunicaciones, de procedimientos de tareas críticas, análisis de incidentes y programas de gestión. Las charlas diarias de capacitación de 5 minutos se dará antes del ingreso de cada guardia, la charla estará a cargo del capataz o del ing. jefe de guardia y para hacerlo más dinámico también se les programara a los trabajadores, para que ellos también realicen dichas charlas.

- **Capacitación:** Se debe instituir un plan de capacitación que nos permita:
 - Detectar las necesidades de capacitación.
 - Capacitar a los trabajadores.
 - Registrar la Capacitación.
 - Evaluar el Programa de Capacitación.

Las capacitaciones a nuestros trabajadores se programaran de la siguiente manera:

- a. Proyección de Videos de trabajo minero subterráneo: La proyección de videos de capacitación se dará 1 vez al mes, con una duración de 1 a 2 horas. En los cuales se verán temas como: sostenimiento, explosivos, perforación, rescate minero, etc.
 - b. Cursos de capacitación: Los cuales se programaran cada 6 meses y tendrán una duración de 6 días, 2 horas por día. La capacitación estará a cargo de los ingenieros de la empresa como también de personal contratado especializado en los temas de seguridad y capacitación técnica.
 - c. Capacitación de procedimientos escritos de trabajo seguro: Las cuales serán programadas 1 vez por semana y tendrán una duración de 2 horas. Estas charlas serán realizadas por los ingenieros de la empresa.
- **Observación planeada de tareas:** El propósito es evaluar los PETS (Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro). Esto nos permitirá evaluar la capacitación del personal en:
 - El desempeño de su labor en función al procedimiento de trabajo establecido.
 - El uso correcto de las herramientas y de los equipos de protección personal.
 - Además poder añadir u omitir algunos pasos que sean factibles corregir.

PETS: Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro. El desarrollo de los Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro, usara el formato que se muestra en el siguiente gráfico:

Tabla N° 30: Formato de los PETS

MV	MINERA VICUS S.A.C.			
	PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO N° ---			
	NOMBRE DEL PROCEDIMIENTO			
	Fecha: -----	Versión : N° ---	Área: ---	Pagina: ---
Categoría de Riesgo: Alto <input type="checkbox"/> Medio <input type="checkbox"/> Bajo <input type="checkbox"/>				
1.- RIESGOS	2.- PERSONAL	3.- EPP		
4.-EQUIPO	5.-HERRAMIENTAS	6.-MATERIALES		
7.- PROCEDIMIENTOS				
8.- ADVERTENCIAS				

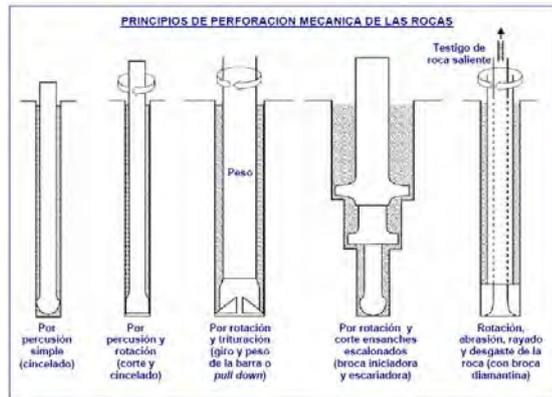
Fuente: Elaboración Propia

5.4.2 Perforación

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. En perforación tienen gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando ésta se adelgaza (brocas chupadas). La perforación se efectúa por los siguientes medios:

1. Percusión, con efecto de golpe y corte como el de un cincel y martillo. Ejemplo, el proporcionado por los martillos neumáticos pequeños y romp pavimentos.
2. Percusión/rotación, con efecto de golpe, corte y giro, como el producido por las perforadoras neumáticas comunes, tradrills, jumbos hidráulicos.
3. Rotación con efecto de corte por fricción y rayado con material muy duro (desgaste de la roca, sin golpe), como el producido por las perforadoras diamantinas para exploración.
4. Fusión (*jet piercing*) mediante un dardo de llama que funde roca y mineral extremadamente duro como la taconita (hierro), método aplicado en algunos yacimientos de hierro de Norteamérica.

Gráfico N° 28: Principios de perforación mecánica de las rocas

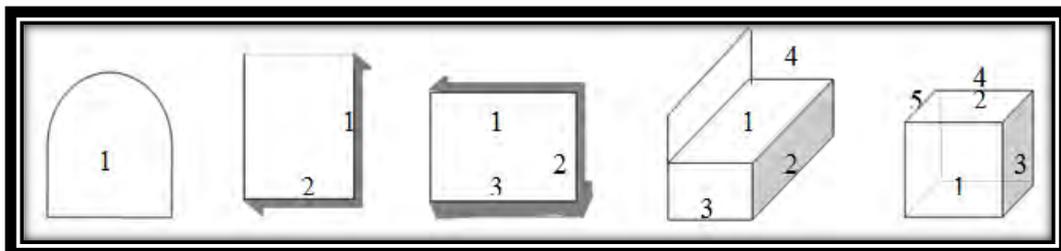


Fuente: Manual de voladura EXSA

Para entender mejor la perforación y la voladura, tenemos que mencionar la “Teoría de las Caras Libres”

5.4.2.1 Teoría de las Caras Libres: Cara libre es el frente o los lados que se quiere volar.

Gráfico N° 29: Caras libres y superficies de amarre



Fuente: Manual de Voladura TS

Del gráfico se tiene que:

- Un frente de una galería, pique o chimenea, tendrán una cara libre y cinco superficies de amarre.
- Un banco tendrá dos caras libres y cuatro superficies de amarre.

- La esquina de un banco tendrá tres caras libres y tres superficies de amarre.
- Un gradín tendrá cuatro caras libres y dos superficies de amarre.
- Una prominencia rocosa en forma de cubo tendrá cinco caras libres y una sola superficie de amarre.

Para resumir y como conclusión; cuantas más caras libres existan y menos superficies de amarre tenga una zona, tendrá menos resistencia a la voladura.

5.4.2.2 Cortes o Arranques: El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado.

Gráfico N° 30: Analogía entre el arranque de un frente y un banco



Fuente: Manual de voladura EXSA

Según las dimensiones de un túnel y el diámetro de los taladros, el área de la cavidad de arranque puede ser de 1 a 2 m², normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m². La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo.

Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente sólo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d).

Gráfico N° 31: Partes de un frente de voladura



Fuente: Manual de Voladura EXSA

5.4.2.2.1 Métodos de Cortes o Arranques: Corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos:

1. Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal.
2. Cortes con taladros en paralelo.

Cortes en diagonal

La efectividad de los cortes en diagonal consiste en que se preparan en forma angular con respecto al frente del túnel, lo que permite que la roca se rompa y despegue en forma de “descostre sucesivo” hasta el fondo del disparo. Cuanto más profundo debe ser el avance, más taladros diagonales deben ser perforados en forma escalonada, uno tras otro conforme lo permita el ancho del túnel. Estos cortes se recomiendan sobre todo para roca muy tenaz o plástica por el empuje que proporcionan “desde atrás”. También para las que tienen planos de rotura definidos, ya que dan mayor alternativa que el corte paralelo para atacarlas con diferentes ángulos.

En su mayoría se efectúan con perforadoras manuales y su avance por lo general es menor en profundidad que con los cortes en paralelo (45 y 50% del ancho del túnel), pero tienen a su favor la ventaja de que no se “congelan” o “sinterizan” por exceso de carga o inadecuada distancia entre taladros, como ocurre frecuentemente con los cortes paralelos.

Es indispensable que la longitud y dirección de los taladros sean proyectadas de tal forma que el corte se ubique simétricamente a una línea imaginaria y que no se

perfore excesivamente. Se disponen por parejas, debiendo tender casi a juntarse en la parte más profunda para permitir un efecto combinado de las cargas, esto especialmente en rocas difíciles de romper (duras, estratificadas, etc.). Son más incómodos para perforar porque el operador tiene que ver imaginariamente cómo están quedando ubicados y orientados los taladros, para evitar que se intercepten.

Respecto a la carga explosiva, los taladros de arranque, es decir los más cercanos a la cara libre, no requieren una elevada densidad. Ésta puede disponerse más bien en los más profundos para tratar de conseguir alguna rotura adicional que compense la natural limitación del avance debido a la propia perforación. Estos cortes son mayormente aplicados en túneles y galerías de corta sección con taladros de pequeño diámetro. Los consumos promedio varían en cifras tan extremas como 0,4 a 1,8 kg/m³. Además de túneles, los cortes angulares especialmente en cuña y abanico permiten abrir la rotura inicial en frentes planos sin cara libre, como es el caso de apertura de zanjas, pozos, etc.

Estos cortes pueden clasificarse en tres grupos:

1. Corte en cuña de ejecución vertical (*Wedge cut*), corte en cuña de ejecución horizontal (“v” o “w”) y corte piramidal.

En los tres casos los taladros son convergentes hacia un eje o hacia un punto al fondo de la galería a perforar.

2. Corte en abanico (*Fan cut*) con diferentes variantes. En este caso los taladros son divergentes respecto al fondo de la galería.

3. Cortes combinados de cuña y abanico o paralelo y abanico.

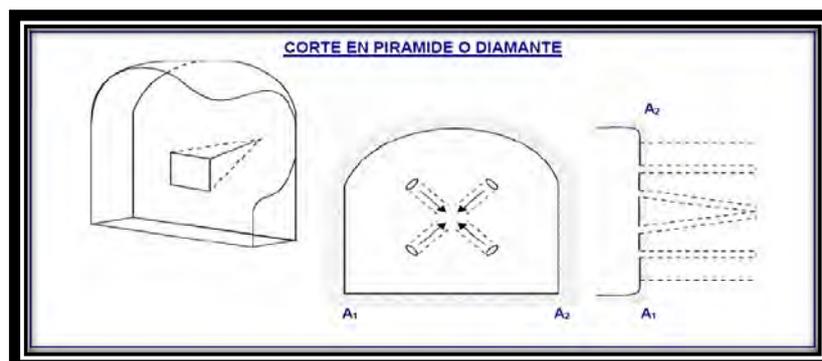
La geometría de arranque logrado con los cortes angulares básicos se muestra en las figuras subsiguientes:

1. Corte en pirámide o diamante (*Center cut*)

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar, de modo que su disparo instantáneo creará una cavidad piramidal. Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros (ápex de la pirámide).

Se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas. Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente.

Gráfico N° 32: Corte en pirámide o diamante



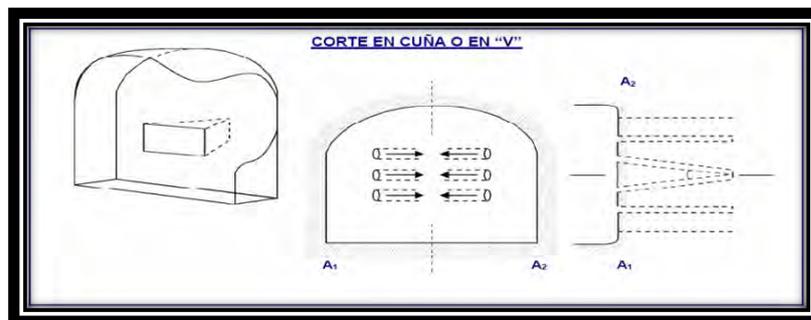
Fuente: Manual de Voladura EXSA

2. Corte en cuña o en “v” (*Wedge cut*)

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto) de modo que la cavidad abierta tenga la

forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil aunque de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación. La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60 a 70°. Es más efectivo en rocas suaves a intermedias, mientras que el de la pirámide se aplica en rocas duras o tenaces.

Gráfico N° 33: Corte en cuña o en V

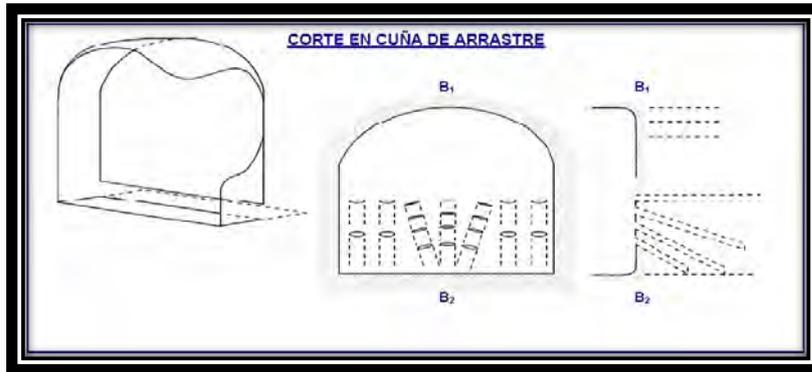


Fuente: Manual de Voladura EXSA

3. Corte en cuña de arrastre (*Drag o Draw cut*)

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles, más en minas de carbono en mantos de roca suave.

Gráfico N° 34: Corte en cuña de arrastre



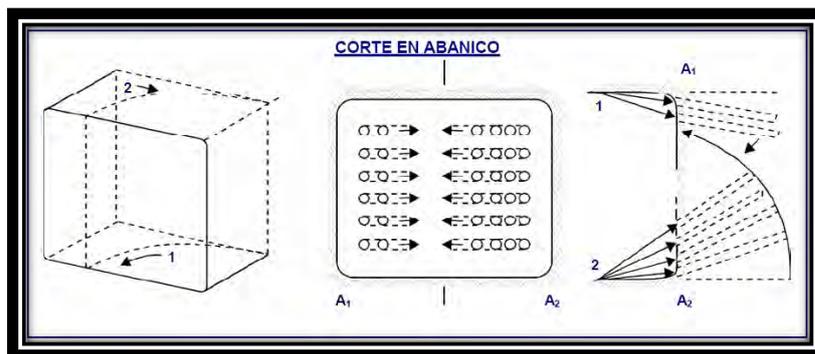
Fuente: Manual de Voladura EXSA

4. Corte en abanico (*Fan cut*)

Es similar al de arrastre pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel, disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergentes en el fondo). También se le denomina “corte de destroce” porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel.

Poco utilizado, requiere cierta anchura para conseguir avance aceptable.

Gráfico N° 35: Corte en abanico



Fuente: Manual de Voladura EXSA

5. Corte combinado de cuña y abanico

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura, hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar.

CORTES EN PARALELO

Como su nombre lo indica, se efectúan con taladros paralelos entre sí. Se han generalizado por el empleo cada vez mayor de máquinas perforadoras tipo Jumbo, que cuentan con brazos articulados en forma de pantógrafo para facilitar el alineamiento y dar precisión en la ubicación de los mismos en el frente de voladura. Los taladros correspondientes al núcleo y a la periferia del túnel también son paralelos en razón de que es virtualmente imposible perforar en diagonal con estas máquinas.

Todos tienen la misma longitud llegando al pretendido fondo de la labor. El principio se orienta a la apertura de un hueco central cilíndrico, que actúa como una cara libre interior de la misma longitud que el avance proyectado para el disparo. La secuencia de voladura comprende tres fases; en la primera son disparados casi simultáneamente los taladros de arranque para crear la cavidad cilíndrica; en la segunda los taladros de ayuda del núcleo rompen por colapso hacia el eje del hueco central a lo largo de toda su longitud, ampliando casi al máximo de su diseño la excavación del túnel, tanto hacia los flancos como hacia el fondo; por último salen los taladros de la periferia (alzas, cuadradores y arrastres del piso) perfilando el túnel con una acción de descoste.

El perfil o acabado final de la pared continua del túnel depende de la estructura geológica de la roca, básicamente de su forma y grado de fisuramiento natural (clivaje, diaclasamiento, estratificación) y de su contextura. El hueco central debe tener suficiente capacidad para acoger los detritos creados por el disparo de los primeros taladros de ayuda cercanos, teniendo en cuenta el natural esponjamiento de la roca triturada, de modo que se facilite la expulsión (*Trow*) del material de arranque, después de las segundas ayudas y los taladros periféricos. Para diferentes diámetros de taladros se requieren diferentes espaciamientos entre ellos.

Es importante la precisión de la perforación para mantener estos espacios y evitar la divergencia o convergencia de los taladros en el fondo con lo que puede variar el factor de carga.

La densidad y distribución de la columna de explosivo, en muchos casos reforzada, así como la secuencia ordenada de las salidas son determinantes para el resultado del corte. Usualmente los taladros de arranque se disparan con retardos de milisegundos y el resto del túnel con retardos largos, aunque en ciertos casos el uso de microretardos puede ser contraproducente. Estos cortes son aplicados generalmente en roca homogénea y competente, son fáciles y rápidos de ejecutar pero como contraparte no siempre dan el resultado esperado, ya que cualquier error en la perforación (paralelismo y profundidad), en la distribución del explosivo o en el método de encendido se reflejará en mala formación de la cavidad, o en la sinterización (aglomeración) de los detritos iniciales que no abandonan la cavidad a su debido tiempo, perjudicando la salida de los taladros restantes.

Si la carga explosiva es demasiado baja el arranque no romperá adecuadamente, y si es muy elevada la roca puede desmenuzarse y compactar malogrando el corte lo que afectará todo el disparo. Además del corte cilíndrico con taladros paralelos se efectúan otros esquemas, como corte paralelo escalonado, con el que se procura conseguir un hueco o tajada inicial de geometría cuadrangular y de amplitud igual al ancho de la labor, cuyo desarrollo comprende un avance escalonado o secuencial por tajadas horizontales o escalones, con taladros de longitudes crecientes intercalados, que se disparan en dos fases; una primera que comprende taladros al piso perforados y cargados en toda su longitud desde la cara libre hasta el fondo de avance, superpuestos a espacios determinados por otros distribuidos en “planos“ cada vez más cortos hasta llegar al techo con una longitud promedio de 30 a 60 cm, y una segunda inversa con los taladros más largos al techo, terminando con los más cortos al piso.

El disparo de la primera fase rompe la mitad del túnel por desplome, dejando un plano inclinado como segunda cara libre, sobre la que actuarán los taladros de la segunda fase por acción de levante. Estos cortes son adecuados para rocas estratificadas, mantos de carbón, rocas fisuradas o incompetentes.

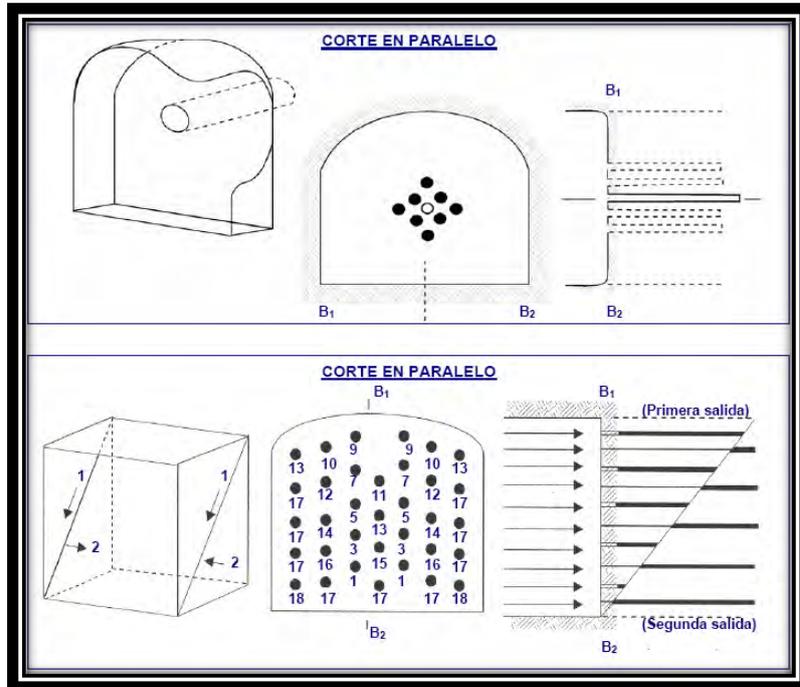
Tipos de cortes paralelos

Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

Gráfico N° 36: Corte en paralelo



Fuente: Manual de Voladura EXSA

1.- Corte quemado

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

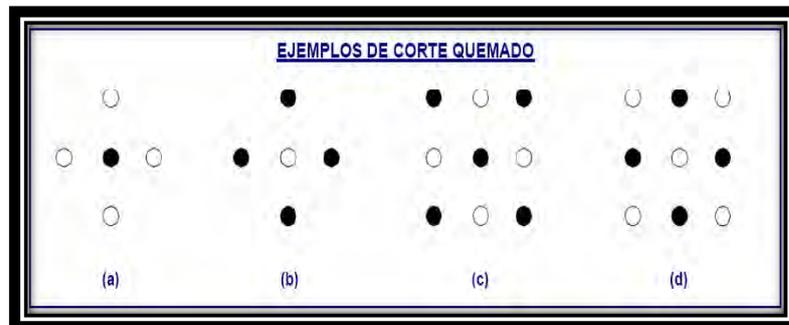
El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol.

Nota:

Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos. Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados.

Gráfico N° 37: Ejemplos de corte quemado



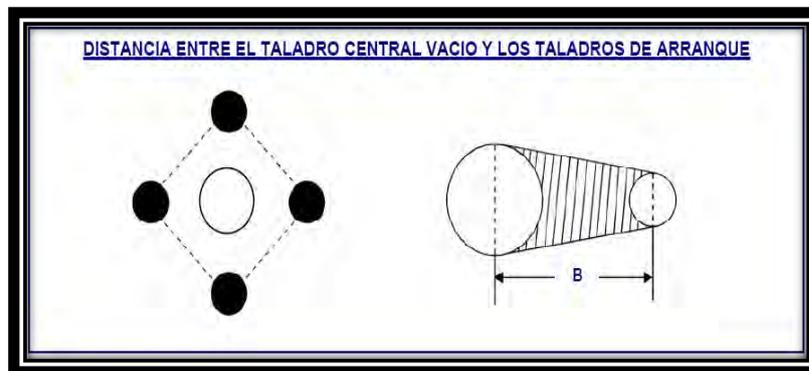
Fuente: Manual de Voladura EXSA

2.- Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica.

Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado. En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0,7 \times$ diámetro del taladro central (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada). En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: $B = 0,7 \times 2$ diámetro central. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros.

Gráfico N° 38: Burden



Fuente: Manual de Voladura EXSA

5.4.2.3 Perforación de frontones (Cruceros y Cortadas) para el Yacimiento de la veta Nico

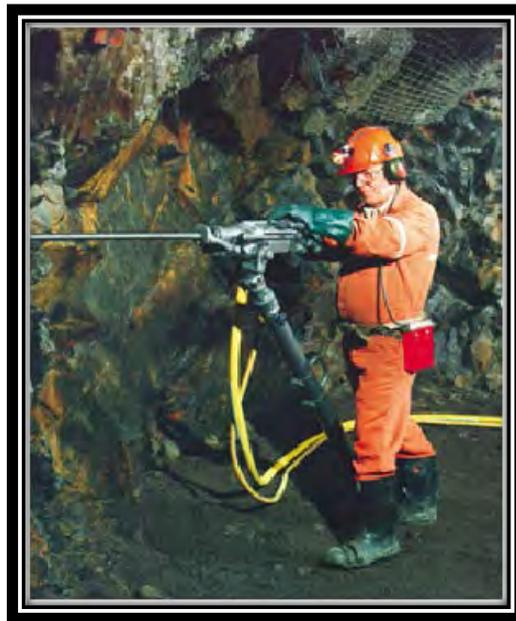
Después de haber visto en los puntos anteriores la teoría de la perforación y los tipos de cortes que existen nos centraremos en describir todos los parámetros, equipos y accesorios de perforación a usar en nuestro proyecto. En este caso primero vamos a analizar la perforación en frontones. Nuestras cortadas y cruceros deberán tener como sección 2.10 x 2.20m. Para esto a continuación se enumeran todos los equipos, accesorios y parámetros a usar:

- Máquina perforadora : Jack Leg Secan 250

Especificaciones:

- Diámetro Interior - 79.4mm (3.126pulg).
- Carrera - 73.25mm (2.884pulg)
- Largo - 1.54m (60.6pulg).
- Golpes por Minuto – 2200 a 620 kPa (90 psi).
- Consumo de Aire - 4.4m³/minuto a 620 kPa (175 p³/minute a 90 psi).
- Disponible con Silenciador.

Gráfico N° 39: Imagen de una perforación Jack Leg S250



Fuente: Boart Longyear

- Barrenos integrales de 2, 4 y 6 pies.
- Tipo de corte: Paralelo (Corte cilíndrico).
- Parámetros:
 - Número de taladros: Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica.

$$N^{\circ}\text{tal.} = 10 \times \sqrt{(A \times H)}$$

Donde:

A = Ancho del túnel.

H = Altura del túnel.

$$N^{\circ}\text{tal.} = 10 \times \sqrt{2.1 \times 2.2} = 2,15 \times 10 = 21,5 \text{ taladros} \approx 22 \text{ taladros.}$$

O en forma más precisa con la relación:

$$N^{\circ} \text{ t} = (P/dt) + (c \times S)$$

Donde:

P = Circunferencia o perímetro del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4 \times \sqrt{A}$$

A = Área del túnel.

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

Tabla N° 31: Distancia recomendada entre taladros según la dureza de la roca

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Fuente: Manual de Voladura EXSA

c = Coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Tabla N° 32: Coeficientes de rocas recomendados según la dureza

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Fuente: Manual de Voladura EXSA

S = Dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre).

Para nuestro caso:

$$P = 4 \times \sqrt{4,62} = 8,6\text{m.}$$

$$dt = 0,6$$

$$c = 1,5$$

$$S = 4,62$$

$$N^{\circ} t = (8,6/0,6) + (1,5 \times 4,62) = 14,33 + 6,93 = 21,26$$

$$N^{\circ} t = 22 \text{ taladros.}$$

- Distancia entre taladros: Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

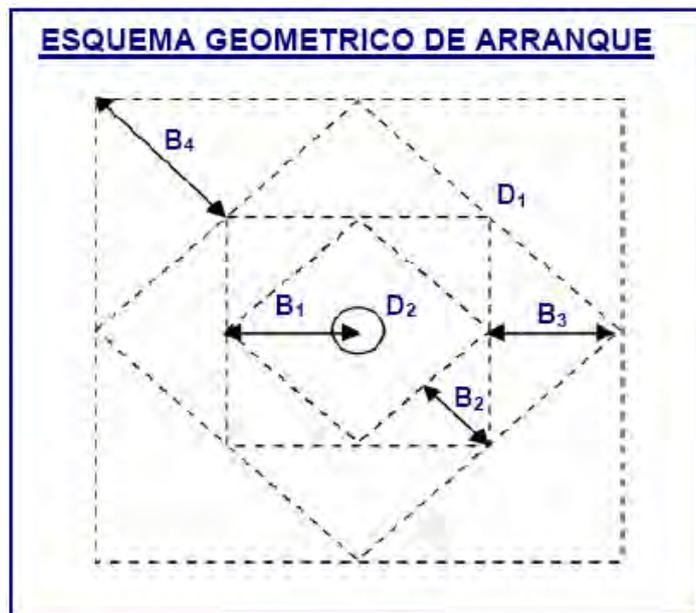
Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para

evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topos permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar.

- El esquema geométrico general de un corte de cuatro secciones con taladros paralelos se indica en la siguiente figura.

Gráfico N° 40: Esquema de un arranque en donde se muestran los Burden y los espaciamentos



Fuente: Manual de Voladura EXSA

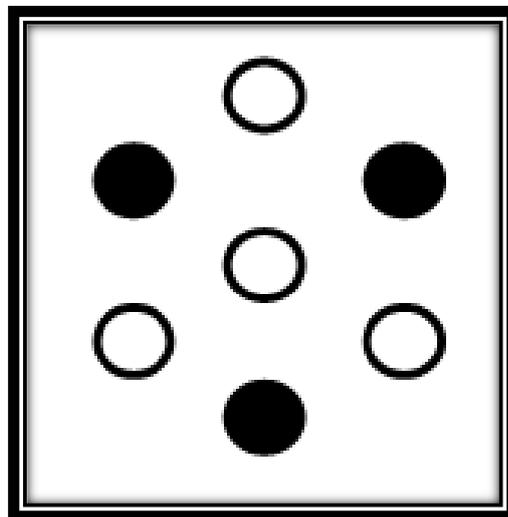
Tabla N° 33: Tabla de cálculo de los burden y espaciamentos

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1,5 \times D_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

Fuente: Manual de Voladura EXSA

- Para nuestro caso los cálculos del tamaño del primer burden lo hicimos tomando en cuenta la medida de la broca escariadora, la cual es de 64mm, pero también tomamos en cuenta un nuevo trazo de arranque que se está probando en nuestras operaciones actuales.
- Corte o arranque hexagonal: Consiste de 4 alivios y de 3 taladros cargados, los alivios se hacen con la broca escariadora de 64mm.

Grafico N° 41: Corte hexagonal



Fuente: Compendio de arranques (Minera Vicus SAC)

Para calcular el burden nos apoyaremos en la siguiente fórmula:

$$\text{Ø1} = \text{Ø2} \times \sqrt{(n)}$$

Donde:

Ø1: diámetro grande supuesto.

Ø2: diámetro grande empleado.

n: número de taladros grandes.

Hallamos primero el diámetro grande equivalente:

$$\varnothing 1 = 64 \times \sqrt{4} = 128\text{mm}$$

Con este dato hallamos el burden:

$$\mathbf{B = (1,5 \times \varnothing)}$$

Donde:

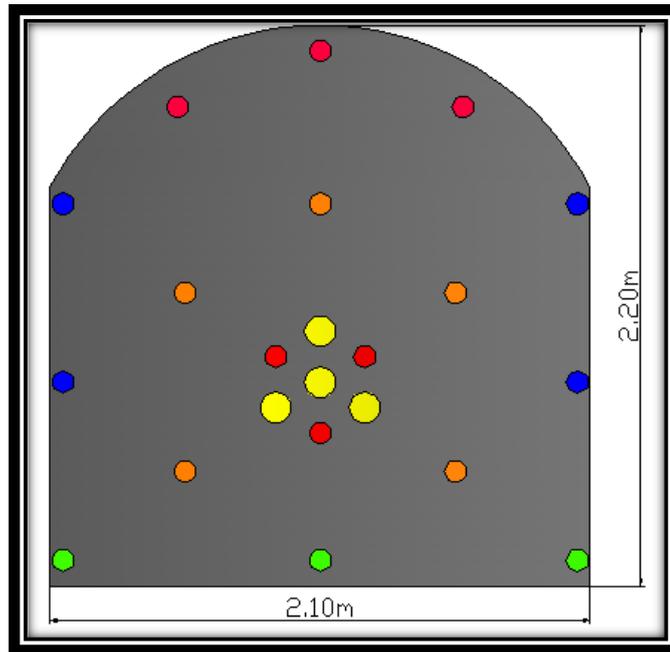
B: burden máximo = distancia del hueco grande al hueco pequeño, en m.

\varnothing : diámetro del hueco grande.

$$B = (1,5 \times 128) = 192 \approx 20 \text{ cm.}$$

- De esta manera hallamos el burden para poder aplicar el corte hexagonal, este arranque fue probado en nuestras operaciones actuales en roca similar a la de la Veta Nicol, obteniéndose buenos resultados, el único problema es que al tener cuatro grandes taladros de alivio, la perforación tardaba más de lo normal; es por eso que se hizo la prueba de este arranque hexagonal con un poco más de carga y con taladros de alivio del mismo diámetro que los taladros de producción, obteniendo también buenos resultados, es a partir de ahí que se llegó al trazo final y estándar de nuestras operaciones para perforación de frontones de sección de 2.10 x 2.20 m.

Grafico N° 42: Trazo de perforacion de la cortada Nico



Fuente: Elaboracion Propia

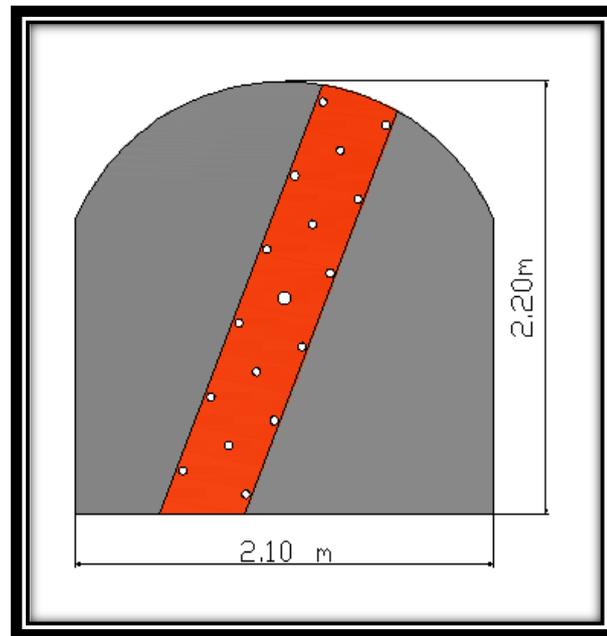
●	TALADROS DE ALIVIO = 4
●	TALADROS DE ARRANQUE = 3
●	TALADROS DE AYUDAS = 5
●	TALADROS DE ARRASTRES=3
●	TALADROS CUADRADORES = 4
●	TALADROS DE ALZAS = 3
	TOTAL DE TALADROS = 22

Fuente: Elaboracion Propia

5.4.2.4 Perforación de Galerías para el Yacimiento de la veta Nico

Nuestras galerías deberán tener como sección 2.10 x 2.20m. Para esto usaremos los mismos equipos y accesorios que se usarán para las cortadas y cruceros; pero en el caso de las galerías la perforación será por medio del circado (se perfora y dispara solo veta, dejando desquinces acumulados).

Grafico N° 43: Trazo de perforación de la veta en la galería



Fuente: Elaboracion Propia

El número de taladros para disparar la veta será de 17 taladros, de los cuales 4 son arranques, 1 alivio, 2 ayudas y 10 taladros de producción, la malla será como la que se observa en la figura, es decir el trazo alternado. Para completar la sección se perforara después en caja, y se realizaran 8 taladros más.

5.4.2.5 Perforación de Chimeneas para el Yacimiento de la veta Nico

Para poder aplicar nuestro método de explotación tenemos que realizar chimeneas con doble compartimiento, esto quiere decir que tenemos que llevar las chimeneas con puntales con una separación de 0.80m de luz entre puntales sucesivos. Las dimensiones de nuestras chimeneas serán de 3.00m x 1.00m. y la perforación también se deberá realizar circando primero la veta.

Los parámetros y accesorios a usar son los siguientes:

- Máquina perforadora : Stoper Secan 250

Especificaciones:

- Diámetro Interior - 79.4mm (3.126pulg).
- Carrera - 73.25mm (2.884pulg)
- Largo - 1.54m (60.6pulg).
- Golpes por Minuto – 2200 a 620 kPa (90 psi).
- Consumo de Aire - 4.4m³/minuto a 620 kPa (175 p³/minute a 90 psi).
- **Masa (con el avance):** 39/41 kg (86/90 lbs)
- **Conexión de Aire:** 25 mm (1 pulg.) BSP (u opcionales)
- **Conexión de Agua:** 12 mm (1/2 pulg.) BSP (u opcionales)
- **Diámetros de Mangueras:** Aire - 25 mm (1 pulg.) D.I.
- Agua - 12 mm (1/2 pulg.) D.I.
- **Dimensiones de la Barrena:** 108 x 22 mm (4-1/4 x 7/8 pulg.)
- 108 x 25 mm (4-1/4 x 1 pulg.)
- **Peso:** Estándard - 45,1 kg (91 lb)

- Con silenciador - 42,25 kg (93 lb)

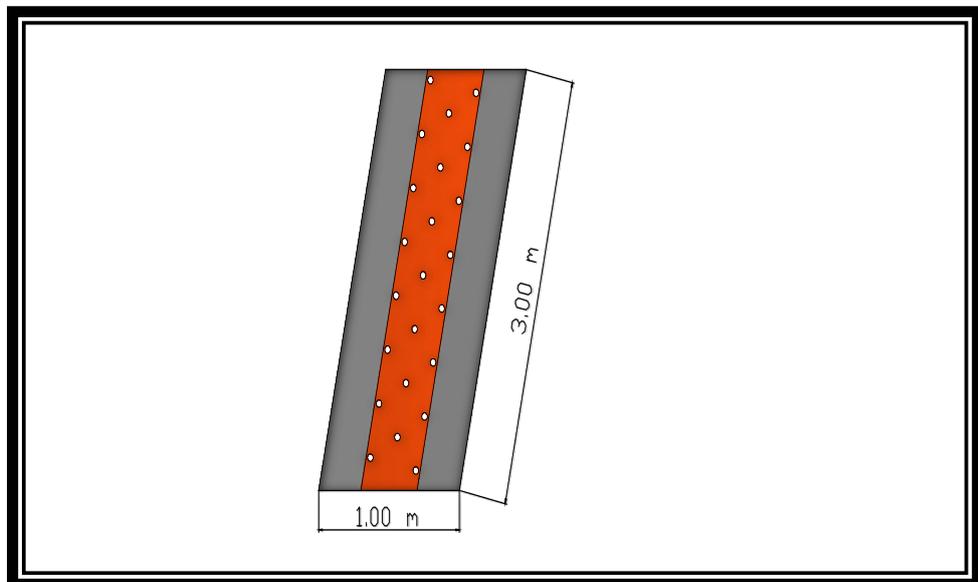
Grafico N° 44: Imagen de una perforadora Stoper S250



Fuente: Boart Longyear

- Barrenos integrales de 2 y 4 pies.
- Tipo de corte: Paralelo (Corte cilíndrico)

Grafico N° 45: Trazo de perforación de la veta en chimeneas



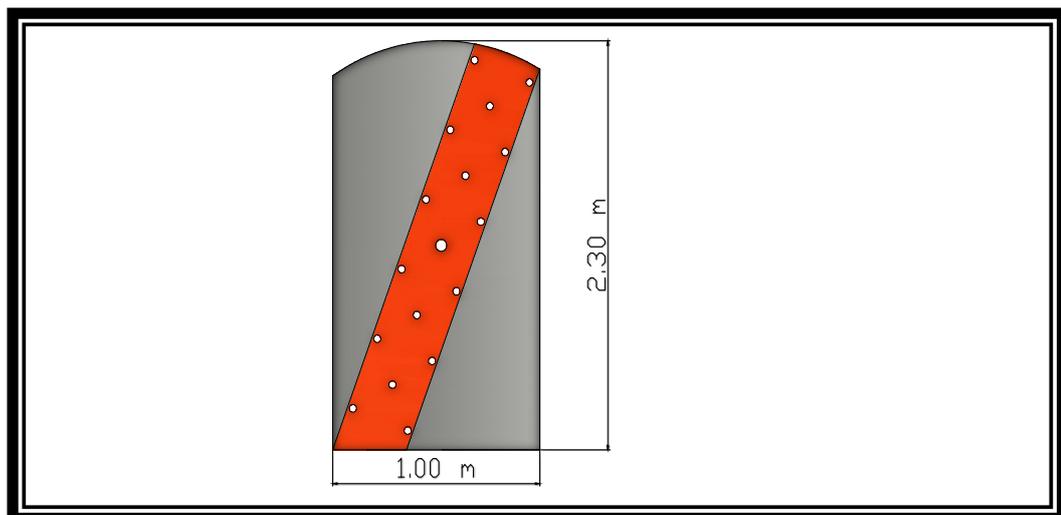
Fuente: Elaboracion Propia

El número de taladros para disparar la veta será de 19 taladros, de los cuales 4 son arranques, 1 alivio, 2 ayudas y 12 taladros de producción, la malla será como la que se observa en la figura, es decir el trazo alternado. Para completar la sección se perforara después en caja, y se realizaran 8 taladros más.

5.4.2.6 Perforación de Subniveles para el Yacimiento de la veta Nico

Los subniveles se realizarán a 3 metros de la galería y tendrán una sección de 2.30m x 1.00m. Los accesorios, perforadoras y parámetros a usar serán los mismos que para el caso de las galerías.

Gráfico N° 46: Trazo de perforación de la veta en subniveles



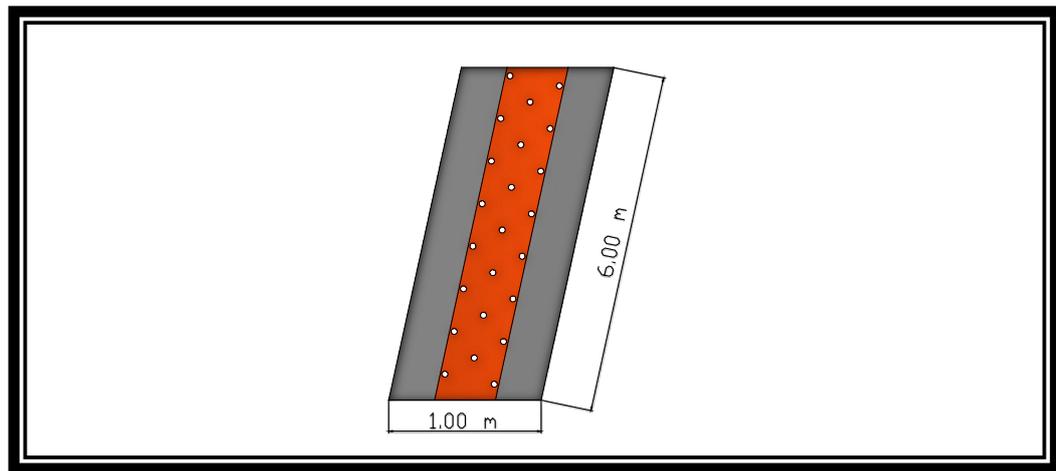
Fuente: Elaboracion Propia

El número de taladros para disparar la veta será de 17 taladros, de los cuales 4 son arranques, 1 alivio, 2 ayudas y 10 taladros de producción, la malla será como la que se observa en la figura, es decir el trazo alternado. Para completar la sección se perforara después en caja, y se realizaran 4 taladros más.

5.4.2.7 Perforación de los tajeos para el Yacimiento de la veta Nico

La perforación de los tajeos se realizará una vez culminadas las chimeneas adyacentes, y estos se perforarán desde el subnivel en forma vertical; y la perforación se realizará de nivel a nivel en forma ascendente. El tipo de máquina a usar será la Stoper Seco 250 y el juego de barrenos a usarse inicialmente será de 2 y 4 pies.

Grafico N° 47: Trazo de perforación de la veta en los tajeos



Fuente: Elaboracion Propia

El número de taladros para disparar la veta será de 38 taladros, de los cuales 4 son arranques, 2 alivios, 2 ayudas y 30 taladros de producción, la malla será como la que se observa en la figura, es decir el trazo alternado. Para completar la sección se perforara después en caja, y se realizaran 16 taladros más.

5.4.2.8 Control y mantenimiento de las perforadoras, de las barras cónicas y brocas

- a. Perforadoras Secan 250:** Para el buen control de las máquinas perforadoras, el perforista al final de guardia reportará el número de máquina utilizada y su respectivo estado. El mantenimiento preventivo se realizará cada 2000 pies perforados, la perforadora se llevará al taller con su respectiva barra de avance y su lubricadora.
- b. Barras Cónicas:** Para el control de las barras cónicas, estas serán numeradas por juego de 2, 4 y 6 pies. Si en caso el perforista va a requerir realizar más de 25 taladros, entonces llevará un segundo juego de barras cónicas para completar de esta manera los taladros que le hagan falta. La vida aproximada de la barra cónica debe de ser de 1200 pies mínimo, considerando roturas y otros.
- El principal cuidado que se debe tener con las barras es de golpearlas y cambiarle las brocas a tiempo.
- c. Brocas:** Las brocas que usaremos serán de 36”, 38” y 41”; y estas tendrá un tiempo de 350 pies aproximadamente. Llegado a esta cantidad de pies se procederá al cambio mediante un sacabrocas.

5.4.2.9 Compresores: En la zona de las operaciones mineras no hay energía eléctrica por lo tanto la compresora que se usara es diesel y portátil a un inicio se requiere que la capacidad necesaria sea para cuatro perforadoras simultáneamente si cada perforadora nos consume entre 120 a 130 CFM entonces para 4 perforadoras la compresora debe generar más

de 520 CFM y se debe tener en cuenta que las operaciones se desarrollan a 800 msnm. para el cálculo de caída de presión.

La compresora que cumple con estos requerimientos mínimos es una Atlas Copco XAS 300 de 635 CFM.

Grafico N° 48: Compresora Atlas Copco XAS 300



Fuente: Catalogo Atlas Copco

5.4.3 Voladura

Según los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada. Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “mejor” fragmentación.

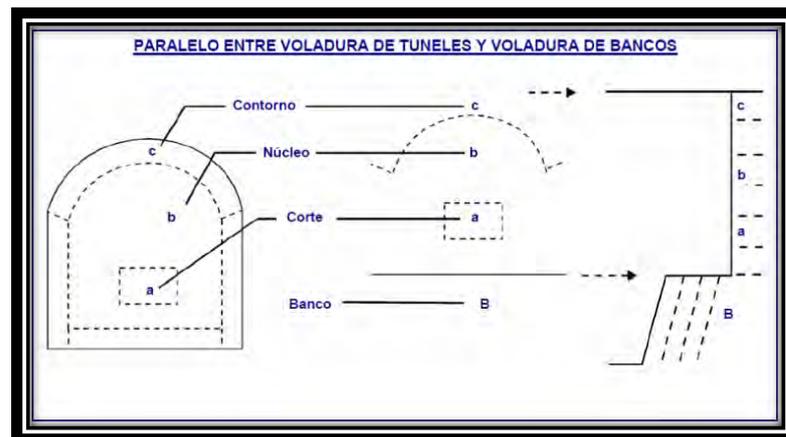
Así, en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que en la de rocas algunas veces se requiere que sea en grandes bloques, como los que se emplean para la construcción de ataguías o rompeolas. El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles. Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura, como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener el volumen a ser excavado, el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se quedará *in situ* o será transportada a otro lugar, el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes que puedan ser afectadas por vibraciones o proyecciones, además de otros, es pues necesaria una

planificación cuidadosa de la voladura considerando todos los detalles que puedan influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no.

Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca.

Grafico N° 49: Analogía entre voladura de túneles y de bancos



Fuente: Manual de Voladura EXSA

En la figura anterior se muestra la relación o analogía que se puede hacer entre la voladura de túneles y la voladura de bancos. Para nuestro caso nos centraremos en la voladura de túneles. La única superficie libre en voladura de túneles, piques o chimeneas viene a ser el frente de ataque, por lo que ésta se efectúa en condiciones de gran confinamiento. Cuanto más pequeña sea el área del frente, la roca estará más confinada, requiriéndose por tanto mayor carga específica de explosivo por m³ a romper cuanto más reducida sea la sección a volar.

Como las dimensiones del burden y espaciamiento son cortas, especialmente en el área del arranque, los explosivos deberán ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero sí tener una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a 3 000 m/s para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de taladros de mayor diámetro (fenómeno que consiste en que los gases de explosión empujan al aire alojado entre la columna de explosivo y la pared de taladro, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque y aumentando su densidad al punto de hacerlos insensibles a detonación).

Por ejemplo, el área de núcleo que es comparable geométricamente a las voladuras de banco, requiere cargas específicas de explosivo de entre cuatro y diez veces superiores, sea por disponerse de menor espacio para esponjamiento o naturales errores de perforación.

5.4.3.1 Explosivos y Accesorios de Voladura

- **Explosivos:** En nuestras operaciones usaremos altos explosivos sensibles al detonador, estamos hablando de las dinamitas. Las dinamitas son Altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno. En ellas todos sus componentes trabajan contribuyendo energéticamente en la reacción de detonación.

En las dinamitas modernas también denominadas gelatinas explosivas por su consistencia plástica, de fácil uso y manipulación, el porcentaje de nitroglicerina-nitrocelulosa se estima entre 30 y 35% correspondiendo el resto a los oxidantes y demás aditivos. Con menores porcentajes las dinamitas resultan menos plásticas y menos resistentes al agua, denominándose semigelatinas y pulverulentas.

Aún se fabrica en pequeña escala y para casos especiales la dinamita original de Nobel denominada “*guhr dynamite*” compuesta solamente de nitroglicerina (nitroglicerina 92% - nitrocelulosa 8%) y un elemento absorbente inerte como la diatomita (*kieselguhr*) que tiene balance de oxígeno nulo, así también la “*straight dynamite*” en la que la nitroglicerina se encuentra mezclada con compuestos activos pero no explosivos (dopes); también de muy escaso uso en la época actual.

Las dinamitas con mayor contenido de nitroglicerina y aditivos proporcionan alto poder rompedor y buena resistencia al agua, siendo típicamente “fragmentadoras” o “tritadoras”. En el otro extremo quedan las de menor contenido de nitroglicerina y mayor proporción de nitratos, por lo que tienen menor efecto brisante, pero mayor volumen y expansión de gases mostrando mayor capacidad “empujadora o volteadora”. Normalmente su capacidad de resistencia al agua disminuye proporcionalmente al menor contenido de nitroglicerina.

Las principales ventajas de las dinamitas son:

- Sensibles al fulminante N° 6, 8 y otros iniciadores como el cordón detonante, directamente.
- Potencias elevadas, gran efecto triturador.
- Altas densidades, de 1,05 hasta 1,5 g/cm³.
- Elevadas velocidades de detonación, entre 3 500 y 6 000 m/s.
- Gran resistencia al agua y estabilidad química.
- Insustituible en casos de trabajo en condiciones de alta presión hidrostática, en condiciones donde el efecto canal es muy crítico, donde se desea una propagación de taladro a taladro por simpatía, para trabajos en condiciones de temperaturas extremadamente bajas y otras más donde los demás explosivos no garantizan respuesta adecuada o eficiente.
- Larga vida útil en almacenaje adecuado (*shelf life*: más de un año).
- Muy raras fallas por insensibilidad a la iniciación.
- Muy buena capacidad de transmisión de la detonación (simpatía) para carguío espaciado.
- Adaptables a casi toda condición de voladura existente y gran facilidad de carguío aun en taladros de condiciones difíciles como los de sobre cabeza.

Desventajas:

- Su sensibilidad a estímulos subsónicos con riesgo de reacción al impacto o calor extremo y otros.
- Cefalea transitoria al inhalar su aroma o vapores (por la acción vaso dilatadora de la nitroglicerina, aunque sin efectos tóxicos).

Su empleo está preferentemente dirigido a pequeños diámetros de taladro, en subterráneo, túneles, minas, canteras y obras viales.

Normalmente se comercializan en cartuchos de papel parafinado, con diámetros desde 22 mm (7/8") hasta 75 mm (3") y longitudes de 180 mm (7"), 200 mm (8") y 340 mm (12"), embalados en cajas de cartón de 25 kg. Convencionalmente, de acuerdo al contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, las dinamitas se clasifican en:

- a) Gelatinas.
- b) Semigelatinas.
- c) Pulverulentas.
- d) Especiales.

a) Gelatinas: Gelatina Especial 75 y 75 BN; Gelatina Especial 90 y 90 BN; Gelignita y Gelatina Explosiva (con densidades de 1,3 a 1,5 g/cm³ y velocidades de 5 000 a 6 500 m/s) de consistencia plástica, elevado poder triturador para rocas duras y gran resistencia al agua para trabajos subacuáticos.

b) Semigelatinas: Semexsa 45, Semexsa 60, Semexsa 65 y Semexsa 80 (con densidades de 1,08 a 1,2 g/cm³ y velocidades de 3 500 a 4 500 m/s), de consistencia granular o pulverulenta, adecuada para rocas semiduras y húmedas.

c) Pulverulentas: Exadit 45, Exadit 60 y Exadit 65 con densidades de 1,00 a 1,05 g/cm³ y velocidades de 3 400 a 3 600 m/s), de consistencia granular fina, adecuada para rocas friables, blandas, en taladros secos.

d) Dinamitas Especiales: Exsacorte para voladura controlada y Geodit para sísmica.

Las gelignitas y gelatinas tienen alta capacidad de trituración y resistencia al agua, empleándose en rocas duras y en condiciones difíciles. Las semigelatinas son ampliamente usadas en rocas de condiciones intermedias; las pulverulentas en rocas relativamente suaves y secas; y las especiales en trabajos determinados como el precorte y en exploración para prospección sismográfica de hidrocarburos. La textura de las dinamitas varía según su tipo; las gelatinas son homogéneas, de grano fino, relativamente ligosas al tacto, plásticas y moldeables. Las semigelatinas y más aún las pulverulentas son menos homogéneas en su granulometría, menos plásticas, incluso al tacto se desgranar, no se adhieren a la mano como las gelatinas. Todas son susceptibles a la humedad ambiental, por lo que en almacenaje se deben mantener en sus bolsas plásticas selladas.

Nota: Todos las denominaciones y/o nombres de las dinamitas enumeradas, pertenecen a la gama de productos de la empresa EXSA.

Según las recomendaciones de EXSA y según las características geológicas que tenemos, debemos elegir una dinamita que trabaje en condiciones intermedias, pero que tenga un gran poder rompedor y triturador. Por este motivo emplearemos las semigelatinas.

Las semigelatinas de Exsa se clasifican según la siguiente tabla:

Tabla N° 34: Cuadro de propiedades de las Semexas

CARACTERÍSTICAS				
SEMEXSA	SEMEXSA 80	SEMEXSA 65	SEMEXSA 60	SEMEXSA 45
Densidad en g/cm ³	1.18	1.12	1.10	1.08
Velocidad de detonación, en m/s (sin confirmar)	4 500	4 200	4 000	3 800
Potencia por peso, en %	76	74	72	68
Poder rompedor o brisance (Hess), en mm	20	18	17	16
Presión de detonación, en kbar (sin confirmar)	107	95	91	88
Energía, en cal/g	960	915	905	900
Resistencia al agua	Sobresaliente	Muy buena	Muy buena	Buena
Categoría de humos	Ira	Ira	Ira	Ira
Volumen normal de gases, en l/kg	916	932	935	939
Potencia relativa por peso (Anfo=100)	106	101	100	99
Potencia relativa por volumen (Anfo=100)	153	139	134	131
Vida útil	18 meses	18 meses	18 meses	18 meses

DIMENSIONES (Øx1)		
22 x 180 mm (7/8" x 7")	28 x 180 mm (1 1/8" x 7")	38 x 300 mm (1 1/2" x 12")*
22 x 200 mm (7/8" x 8")	28 x 200 mm (1 1/8" x 8")	50 x 200 mm (2" x 8")*
25 x 180 mm (1" x 7")	32 x 200 mm (1 1/4" x 8")	* Solo en Semexsa 65 y Semexsa 80
25 x 200 mm (1" x 8")	38 x 200 mm (1 1/2" x 8")	

Fuente: Catalogo de explosivos EXSA

- **Accesorios de Voladura:** Sabemos que las dinamitas son sensibles al detonador, es por esto que emplearemos el fulminante común N° 8 y para su complemento se usará la mecha lenta o mecha de seguridad, mecha rápida y conectores.

5.4.3.2 Cálculo de Parámetros

- **Cantidad de Carga:** Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca. En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca. En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m³.

Como generalidad, pueden considerar los factores que se muestran en la siguiente tabla:

Tabla N° 35: Factores recomendados según el tipo de roca

Tipo de roca	Factor (kg/m ³)
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

Fuente: Manual de Voladura EXSA

En donde podemos considerar:

- Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca.
- Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa.
- Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.
- Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/m³.

Para el caso de nuestra cortada, de 2.10m x 2.20m la perforación se realizará con barreno de 6 pies, profundidad de taladro efectivo máximo es de 5.80 pies

asumiendo una efectividad del 95%, nuestro taladro promedio será de 5.51 pies; y para la voladura asumiremos otro 95%, con lo que tenemos un avance efectivo de 1.6 m por disparo. Entonces nuestro volumen a volar será de 7.392 m³.

Usando la tabla: asumiremos para roca fácil, 1.3 Kg/m³

De esta manera calculamos los Kg. de explosivo a usar:

$$7.392 \text{ m}^3 \times 1.3 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{9.61 \text{ Kg de explosivo.}}$$

➤ **Distribución de la carga**

- **Movimiento de la roca:**

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde: V = Volumen de roca

S = Dimensión de la sección en m²

L = Longitud de taladro en m.

$$\text{Tonelaje (T)} = (V) \times p$$

Donde: p = Densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5

Calculamos el tonelaje a mover por disparo para nuestra cortada.

$$\text{Tonelaje (T)} = (7.392) \times 2.3(\text{andesita})$$

$$\text{Tonelaje (T)} = 17.00 \text{ Toneladas.}$$

- **Cantidad de carga:** Este dato ya lo hemos calculado y el resultado es de 9.61 Kg de explosivos.

-

- **Carga promedio por taladro**

$$Q_t / N^{\circ}t$$

Donde: Q_t = carga total de explosivos en Kg

$N^{\circ}t$ = número de taladros cargados.

Calculamos nuestra carga promedio:

$$Q_t / N^{\circ}t = 9.61 / 18$$

$$Q_t / N^{\circ}t = 0.53 \text{ Kg. de explosivo}$$

En la práctica para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte sea reforzado, se incrementa de 1.3 a 1.6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas de los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

Calcularemos la cantidad de cartuchos de dinamitas por taladro para el caso de la cortada:

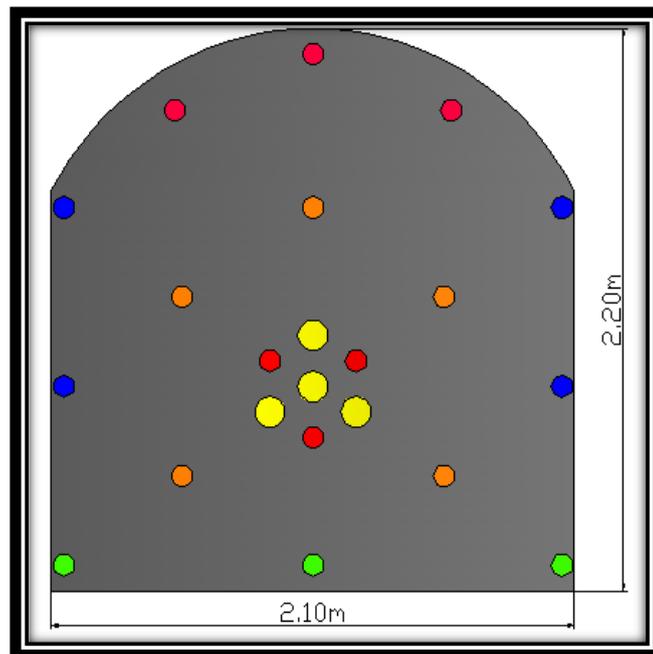
Sabemos que usaremos las semigelatinas, pero como el tipo de roca es una roca de dureza baja a intermedia usaremos la Semexsa de 45 para los taladros de ayuda, cuadradores, alzas y arrastres; y para los taladros de arranque usaremos Semexsa de 65.

DATOS:

- 1 Caja de dinamita Semexsa 45 pesa 25 Kg. y contiene 316 dinamitas.
- 1 Caja de dinamita Semexsa 65 pesa 25 Kg. y contiene 308 dinamitas.
- 1 cartucho de dinamita Semexsa 45 pesa 79.11 gr.

- 1 cartucho de dinamita Semexsa 65 pesa 81.17 gr.
- Carga promedio por taladro 0.53 Kg. de dinamita.
- Carga para los taladros de arranque $1.3 \times 0.53 = 0.689 \text{Kg}$.
- Carga para el arranque $3 \times 0.689 \text{Kg} = 2.067 \text{Kg}$.
- Carga por taladro de ayuda y arrastre 0.53 Kg.
- Carga total para las ayudas y arrastres $8 \times 0.53 = 4.24 \text{Kg}$.
- Carga restante para las alzas y cuadradores
 $9.61 - (4.24 + 2.067) = 3.303 \text{Kg}$.
- Carga por taladro para cuadrador y/o alza 0.47 Kg.

Gráfico N° 50: Trazo de perforación de la Cortada Nico



Fuente: Elaboracion Propia

●	TALADROS DE ALIVIO = 4
●	TALADROS DE ARRANQUE = 3
●	TALADROS DE AYUDAS = 5
●	TALADROS DE ARRASTRES=3
●	TALADROS CUADRADORES = 4
●	TALADROS DE ALZAS = 3
	TOTAL DE TALADROS = 22

Fuente: Elaboracion Propia

- El taladro de arranque se cargará con 9 cartuchos de Semexsa 65.
- El taladro de ayuda se cargará con 7 cartuchos de Semexsa 45.
- El taladro de arrastre se cargará con 7 cartuchos de Semexsa 45.
- El taladro de alza y cuadrador se cargará con 6 cartuchos de Semexsa 45.

En total se usarán 27 cartuchos de Semexsa 65 y 98 cartuchos de Semexsa 45.

En cuanto a los accesorios se usaran 18 fulminantes armados con guías de 7 pies, 18 conectores y 10 metros de mecha rápida. Eso hace un total de 126 pies de mecha de seguridad por disparo.

Para el caso de nuestra galería, de 2.10m x 2.20m la perforación se realizará con barreno de 6 pies, pero circando, con un avance efectivo de 1.6 m por disparo. Entonces nuestro volumen a volar de mineral será de 2.112 m³. Luego se disparará la caja generándonos un volumen de desmonte de 5.28 m³.

Usando la tabla: asumiremos para la veta, 3 Kg/m³ (este factor se asume debido al gran confinamiento de la veta y la poca sección a volar)y para el desquinche como ya tiene cara libre se usara 1.0 Kg/m³.

De esta manera calculamos los Kg. de explosivo a usar:

Para veta: $2.112 \text{ m}^3 \times 3.0 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{6.336 \text{ Kg de explosivo.}}$

Para desquinche: $5.28 \text{ m}^3 \times 1.0 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{5.28 \text{ Kg de explosivo.}}$

➤ **Distribución de la carga**

➤ **Movimiento de la roca:**

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde: V = Volumen de roca

S = Dimensión de la sección en m²

L = Longitud de taladro en m.

$$\text{Tonelaje (T)} = (V) \times p$$

Donde: p = Densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5

Calculamos el tonelaje a mover por disparo para nuestra galería.

$$\text{Tonelaje de mineral (T)} = (2.112) \times 2.94 \text{ (oxido)}$$

Tonelaje de mineral (T) = 6.21 Toneladas.

$$\text{Tonelaje de desmonte (T)} = (5.28) \times 2.3 \text{ (andesita)}$$

Tonelaje de desmonte (T) = 12.14 Toneladas.

Cantidad de carga:

Para veta: $2.112 \text{ m}^3 \times 3.0 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{6.336 \text{ Kg de explosivo.}}$

Para desquinche: $5.28 \text{ m}^3 \times 1.0 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{5.28 \text{ Kg de explosivo.}}$

➤ **Carga promedio por taladro**

$$Q_t / N^{\circ}t$$

Donde: Q_t = carga total de explosivos en Kg

$N^{\circ}t$ = número de taladros cargados.

Calculamos nuestra carga promedio:

Para veta

$$Q_t / N^{\circ}t = 6.336 / 16$$

$$Q_t / N^{\circ}t = 0.396 \text{ Kg. de explosivo}$$

En la práctica para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte sea reforzado, se incrementa de 1.3 a 1.6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción para los demás taladros.

Calcularemos la cantidad de cartuchos de dinamitas por taladro para el caso de la galería:

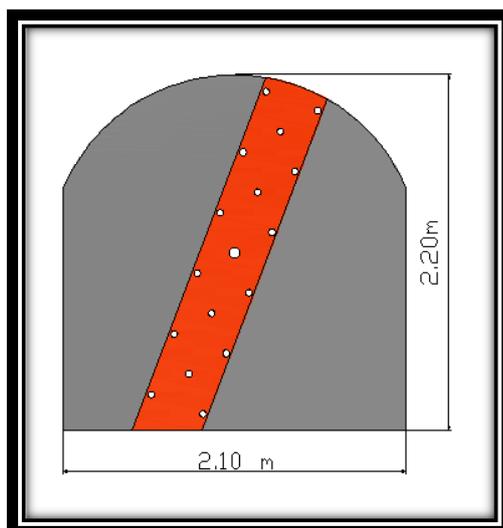
Sabemos que usaremos las semigelatinas, pero como el tipo de roca es una roca de dureza baja a intermedia usaremos la Semexsa de 45 para los taladros de ayuda y producción; para arranque usaremos Semexsa de 65.

DATOS:

- 1 cartucho de dinamita Semexsa 45 pesa 79.11 gr.
- 1 cartucho de dinamita Semexsa 65 pesa 81.17 gr.
- Carga promedio por taladro 0.396 Kg. de dinamita.
- Carga para los taladros de arranque $1.3 \times 0.396 = 0.5148 \text{ Kg.}$
- Carga para el arranque $4 \times 0.5148 \text{ Kg} = 2.0592 \text{ Kg.}$

- Carga restante para las ayudas y taladros de producción.
 $6.336 - (2.0592) = 4.2768 \text{ Kg.}$
- Carga por taladro para ayuda y producción 0.3564 Kg.

Grafico N° 51: Trazo de perforacion de la veta en galerias



Fuente: Elaboracion Propia

- El taladro de arranque se cargará con 7 cartuchos de Semexsa 65.
- El taladro de ayuda se cargará con 5 cartuchos de Semexsa 45.
- El taladro de produccion se cargara con 5 cartuchos de Semexsa 45.

En total se usarán 28 cartuchos de Semexsa 65 y 60 cartuchos de Semexsa 45.

En cuanto a los accesorios se usaran 16 fulminantes armados con guías de 7 pies, 16 conectores y 5 metros de mecha rápida. Eso hace un total de 112 pies de mecha de seguridad por disparo.

Para el desquinche se usaran 40 cartuchos de Semexsa 45, 8 fulminantes armados con guías de 7 pies, 8 conectores y 5 metros de mecha rápida.

Para el caso de nuestra chimenea, de 3.00m x 1.00m la perforación se realizará con barreno de 4 pies, pero circando, con un avance efectivo de 1.05 m por disparo. Entonces nuestro volumen a volar de mineral será de 1.89 m³. Luego se disparará la caja generándonos un volumen de desmonte de 1.26 m³.

Usando la tabla: asumiremos para la veta, 3 Kg/m³ (este factor se asume debido al gran confinamiento de la veta y la poca sección a volar) y para el desquinche como ya tiene cara libre se usara 1.0 Kg/m³.

De esta manera calculamos los Kg. de explosivo a usar:

Para veta: $1.89 \text{ m}^3 \times 3 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{5.67 \text{ Kg de explosivo.}}$

Para desquinche: $1.26 \text{ m}^3 \times 1.0 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{1.26 \text{ Kg de explosivo.}}$

➤ **Distribución de la carga**

➤ **Movimiento de la roca:**

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde: V = Volumen de roca

S = Dimensión de la sección en m²

L = Longitud de taladro en m.

$$\text{Tonelaje (T)} = (V) \times p$$

Donde: p = Densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5

Calculamos el tonelaje a mover por disparo para nuestra galería.

$$\text{Tonelaje de mineral (T)} = (1.89) \times 2.94 \text{ (oxido)}$$

Tonelaje de mineral (T) = 5.56 Toneladas.

$$\text{Tonelaje de desmonte (T)} = (1.26) \times 2.3 \text{ (andesita)}$$

Tonelaje de desmonte (T) = 2.90 Toneladas.

Cantidad de carga:

Para veta: $1.89 \text{ m}^3 \times 3 \text{ Kg/m}^3 = 5.67 \text{ Kg de explosivo.}$

Para desquinche: $1.26 \text{ m}^3 \times 1.0 \text{ Kg/m}^3 = 1.26 \text{ Kg de explosivo.}$

➤ **Carga promedio por taladro**

$$Q_t / N^{\circ}t$$

Donde: Q_t = carga total de explosivos en Kg

$N^{\circ}t$ = número de taladros cargados.

Calculamos nuestra carga promedio:

Para veta

$$Q_t / N^{\circ}t = 5.67 / 18$$

$$Q_t / N^{\circ}t = 0.315 \text{ Kg. de explosivo}$$

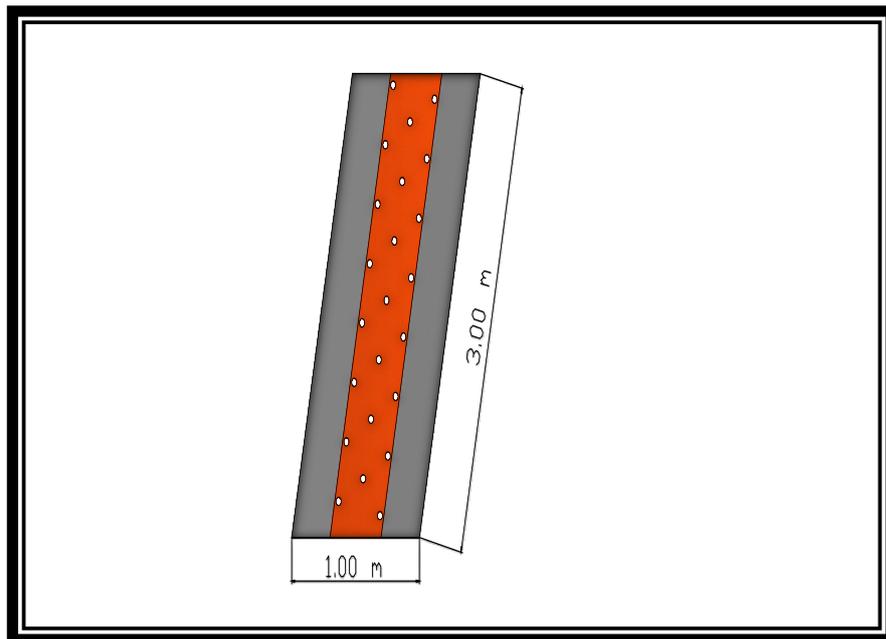
En la práctica para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte sea reforzado, se incrementa de 1.3 a 1.6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción para los demás taladros.

Calcularemos la cantidad de cartuchos de dinamitas por taladro para el caso de la chimenea:

Sabemos que usaremos las semigelatinas, pero como el tipo de roca es una roca de dureza baja a intermedia usaremos la Semexsa de 45 para los taladros de ayuda y producción; para arranque usaremos Semexsa de 65.

DATOS:

- 1 cartucho de dinamita Semexsa 45 pesa 79.11 gr.
- 1 cartucho de dinamita Semexsa 65 pesa 81.17 gr.
- Carga promedio por taladro 0.315 Kg. de dinamita.
- Carga para los taladros de arranque $1.3 \times 0.315 = 0.4095 \text{Kg}$.
- Carga para el arranque $4 \times 0.4095 \text{Kg} = 1.638 \text{Kg}$.
- Carga restante para las ayudas y taladros de producción.
 $5.67 - (1.638) = 4.032 \text{Kg}$.
- Carga por taladro para ayuda y producción 0.288 Kg.

Gráfico N° 52: Trazo de perforacion de la veta en chimeneas

Fuente: Elaboracion Propia

- El taladro de arranque se cargará con 5 cartuchos de Semexsa 65.
- El taladro de ayuda se cargará con 4 cartuchos de Semexsa 45.
- El taladro de produccion se cargará con 4 cartuchos de Semexsa 45.

En total se usarán 20 cartuchos de Semexsa 65 y 56 cartuchos de Semexsa 45.

En cuanto a los accesorios se usaran 18 fulminantes armados con guías de 5 pies, 18 conectores y 10 metros de mecha rápida. Eso hace un total de 90 pies de mecha de seguridad por disparo.

Para el caso de nuestros subniveles, de 2.30m x 1.00m la perforación se realizará con barreno de 6 pies, pero circando, con un avance efectivo de 1.60 m por disparo. Entonces nuestro volumen a volar de mineral será de 2.21 m³. Luego se disparará la caja generándonos un volumen de desmonte de 1.47 m³.

Usando la tabla: asumiremos para la veta, 3 Kg/m³ (este factor se asume debido al gran confinamiento de la veta y la poca sección a volar)y para el desquinche como ya tiene cara libre se usara 1.0 Kg/m³.

De esta manera calculamos los Kg. de explosivo a usar:

Para veta: 2.21 m³ x 3 Kg/m³ = **6.63 Kg de explosivo.**

Para desquinche: 1.47m³ x 1.0 Kg/m³ = **1.47 Kg de explosivo.**

➤ **Distribución de la carga**

➤ **Movimiento de la roca:**

Volumen (V) = S x L

Donde: V = Volumen de roca

S = Dimensión de la sección en m²

L = Longitud de taladro en m.

$$\text{Tonelaje (T)} = (V) \times p$$

Donde: p = Densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5

Calculamos el tonelaje a mover por disparo para nuestra galería.

$$\text{Tonelaje de mineral (T)} = (2.21) \times 2.94 \text{ (oxido)}$$

Tonelaje de mineral (T) = 6.50 Toneladas.

$$\text{Tonelaje de desmonte (T)} = (1.47) \times 2.3 \text{ (andesita)}$$

Tonelaje de desmonte (T) = 3.38 Toneladas.

Cantidad de carga:

$$\text{Para veta: } 2.21 \text{ m}^3 \times 3 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{6.63 \text{ Kg de explosivo.}}$$

$$\text{Para desquinche: } 1.47\text{m}^3 \times 1.0 \text{ Kg/m}^3 = \mathbf{1.47 \text{ Kg de explosivo.}}$$

➤ **Carga promedio por taladro**

$$Q_t / N^{\circ}t$$

Donde: Q_t = carga total de explosivos en Kg

$N^{\circ}t$ = número de taladros cargados.

Calculamos nuestra carga promedio:

Para veta

$$Q_t / N^{\circ}t = 6.63 / 16$$

$$Q_t / N^{\circ}t = 0.4144 \text{ Kg. de explosivo}$$

En la práctica para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte sea reforzado, se incrementa de 1.3 a 1.6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción para los demás taladros.

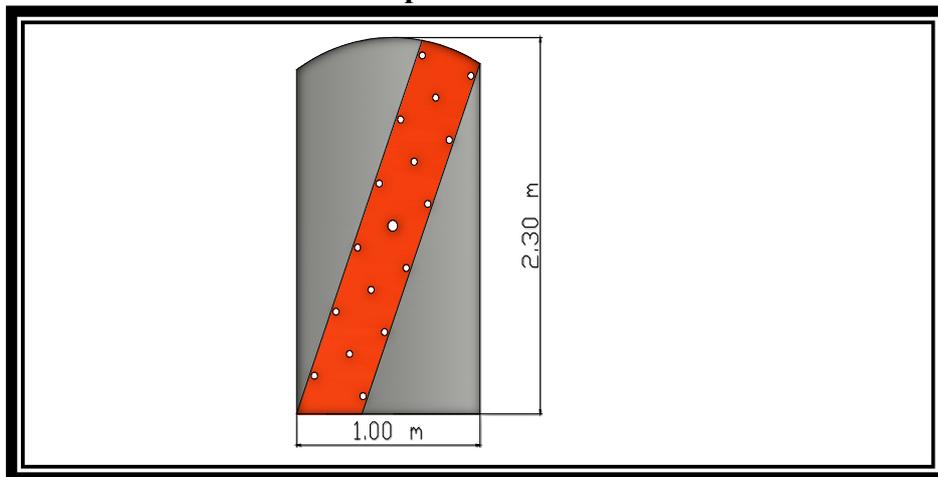
Calcularemos la cantidad de cartuchos de dinamitas por taladro para el caso de los subniveles:

Sabemos que usaremos las semigelatinas, pero como el tipo de roca es una roca de dureza baja a intermedia usaremos la Semexsa de 45 para los taladros de ayuda y producción; para arranque usaremos Semexsa de 65.

DATOS:

- 1 cartucho de dinamita Semexsa 45 pesa 79.11 gr.
- 1 cartucho de dinamita Semexsa 65 pesa 81.17 gr.
- Carga promedio por taladro 0.4144 Kg. de dinamita.
- Carga para los taladros de arranque $1.3 \times 0.4144 = 0.5387 \text{Kg}$.
- Carga para el arranque $4 \times 0.5387 \text{Kg} = 2.1548 \text{Kg}$.
- Carga restante para las ayudas y taladros de producción.
 $6.63 - (2.1548) = 4.4752 \text{Kg}$.
- Carga por taladro para ayuda y producción 0.3729 Kg.

Grafico N° 53: Trazo de perforacion de la veta en subniveles



Fuente: Elaboracion Propia

- El taladro de arranque se cargará con 7 cartuchos de Semexsa 65.
- El taladro de ayuda se cargará con 5 cartuchos de Semexsa 45.
- El taladro de producción se cargará con 5 cartuchos de Semexsa 45.

En total se usarán 28 cartuchos de Semexsa 65 y 60 cartuchos de Semexsa 45.

En cuanto a los accesorios se usarán 16 fulminantes armados con guías de 7 pies, 16 conectores y 10 metros de mecha rápida. Eso hace un total de 112 pies de mecha de seguridad por disparo.

Para el caso de nuestros tajos, de 6.00m x 1.00m la perforación se realizará con barreno de 4 pies, pero circando, con un avance efectivo de 1.05 m por disparo. Entonces nuestro volumen a volar de mineral será de 3.78 m³. Luego se disparará la caja generándonos un volumen de desmonte de 2.52 m³.

Usando la tabla: asumiremos para la veta, 3 Kg/m³ (este factor se asume debido al gran confinamiento de la veta y la poca sección a volar)y para el desquinche como ya tiene cara libre se usará 1.0 Kg/m³.

De esta manera calculamos los Kg. de explosivo a usar:

Para veta: 3.78 m³ x 3 Kg/m³ = **11.34 Kg de explosivo.**

Para desquinche: 2.52m³ x 1.0 Kg/m³ = **2.52 Kg de explosivo.**

- **Distribución de la carga**

- **Movimiento de la roca:**

Volumen (V) = S x L

Donde: V = Volumen de roca

S = Dimensión de la sección en m²

L = Longitud de taladro en m.

Tonelaje (T) = (V) x p

Donde: p = Densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5

Calculamos el tonelaje a mover por disparo para nuestra galería.

Tonelaje de mineral (T) = (3.78) x 2.94 (óxido)

Tonelaje de mineral (T) = 11.11 Toneladas.

Tonelaje de desmonte (T) = (2.52) x 2.3 (andesita)

Tonelaje de desmonte (T) = 5.796 Toneladas.

Cantidad de carga:

Para veta: $3.78 \text{ m}^3 \times 3 \text{ Kg/m}^3 = 11.34 \text{ Kg de explosivo.}$

Para desquinche: $2.52 \text{ m}^3 \times 1.0 \text{ Kg/m}^3 = 2.52 \text{ Kg de explosivo.}$

➤ **Carga promedio por taladro**

$Q_t / N^{\circ}t$

Donde: Q_t = carga total de explosivos en Kg

$N^{\circ}t$ = número de taladros cargados.

Calculamos nuestra carga promedio:

Para veta

$Q_t / N^{\circ}t = 11.34 / 36$

$Q_t / N^{\circ}t = 0.315 \text{ Kg. de explosivo}$

En la práctica para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte sea reforzado, se incrementa de 1.3 a 1.6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción para los demás taladros.

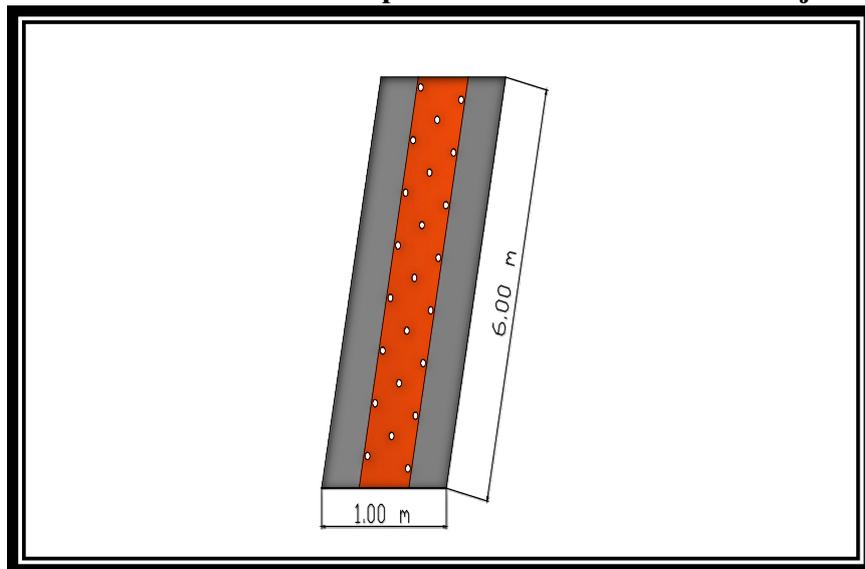
Calcularemos la cantidad de cartuchos de dinamitas por taladro para el caso de los tajos:

Sabemos que usaremos las semigelatinas, pero como el tipo de roca es una roca de dureza baja a intermedia usaremos la Semexsa de 45 para los taladros de ayuda y producción; para arranque usaremos Semexsa de 65.

DATOS:

- 1 cartucho de dinamita Semexsa 45 pesa 79.11 gr.
- 1 cartucho de dinamita Semexsa 65 pesa 81.17 gr.
- Carga promedio por taladro 0.315 Kg. de dinamita.
- Carga para los taladros de arranque $1.3 \times 0.315 = 0.4095 \text{Kg}$.
- Carga para el arranque $4 \times 0.4095 \text{Kg} = 1.638 \text{Kg}$.
- Carga restante para las ayudas y taladros de producción.
 $11.34 - (1.638) = 9.702 \text{Kg}$.
- Carga por taladro para ayuda y producción 0.3031 Kg.

Grafico N° 54: Trazo de perforación de la veta en los tajos



Fuente: Elaboracion Propia

- El taladro de arranque se cargará con 5 cartuchos de Semexsa 65.
- El taladro de ayuda se cargará con 4 cartuchos de Semexsa 45.
- El taladro de produccion se cargará con 4 cartuchos de Semexsa 45.

En total se usarán 20 cartuchos de Semexsa 65 y 128 cartuchos de Semexsa 45.

En cuanto a los accesorios se usaran 36 fulminantes armados con guías de 5 pies, 36 conectores y 20 metros de mecha rápida. Eso hace un total de 180 pies de mecha de seguridad por disparo.

5.4.4 EXTRACCION:

En el tajeo la limpieza será manual con lampa y pico, debido a la poca distancia entre los chutes la limpieza será dinámica y rápida, este mineral caerá a las tolvas de los chutes, para luego ser extraído a los carros mineros.

5.4.4.1. Equipo de carguío: En los desarrollos horizontales (galería principal, cortada, frentes en mineral, etc.) el equipo que usaremos para la limpieza y carguío del material roto será una pala EINCO 12B o similar que se adapte a las características de nuestros trabajos.

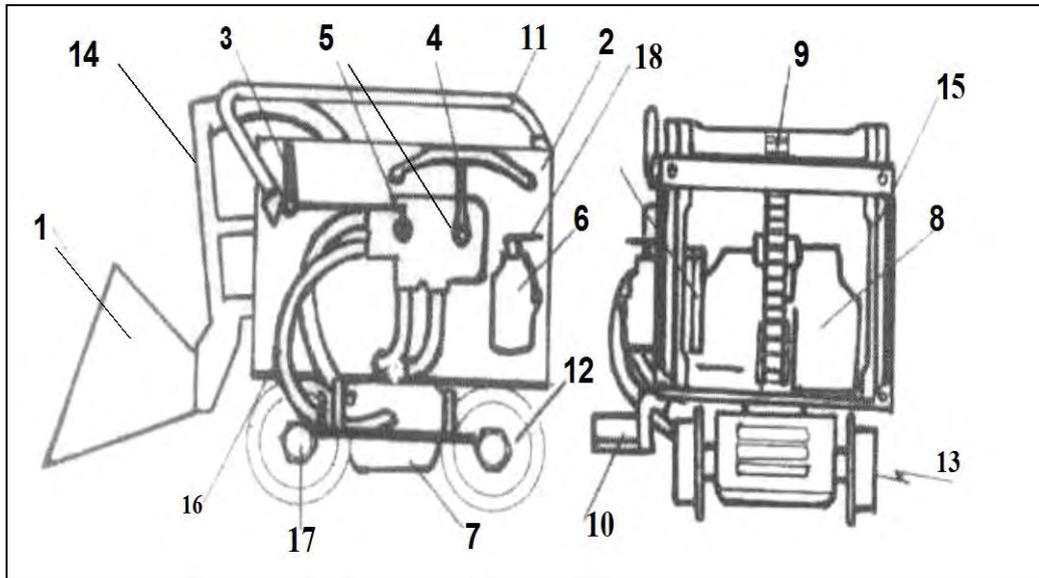
Pala Cargadora Neumática EIMCO 12B

La pala cargadora neumática, es un equipo montado sobre ruedas que circula sobre líneas de cauville, carga el mineral o desmonte fragmentado de una labor a los carros mineros, la cuchara es accionada mediante aire comprimido.

Las palas cargadoras neumáticas requieren de una presión mínima de aire de 80 PSI (libras/pulgada cuadrada), tomadas de la tubería de aire mediante una manguera de 1" de Ø en caso de la pala 12B y sus respectivas conexiones, la longitud de la manguera no debe exceder de 25 metros.

El aire es controlado mediante la válvula principal de la cargadora y al penetrar a los motores accionan las aletas respectivas, produciendo el movimiento requerido, luego es expulsado al exterior.

Grafico N° 55: Partes de una pala neumática EIMCO 12B



Fuente: Curso de capacitacion-Minera Vicus 2010

Tabla N° 37: Partes de la pala EIMCO 12B

1.- Cuchara.	10.- Estribo
2.- Bastidor Superior.	11.- Baranda de protección
3.- Palanca de tracción (avance).	12.- Ruedas
4.- Palanca de cuchareo.	13.- Embrague
5.- Resortes de palancas de avance y de cuchareo.	14.- Brazo de cuchara.
6.- Lubricadora.	15.- Templadores (cables de acero).
7.- Motor de avance.	16.- Mangueras de mando.
8.- Transmisión superior.	17.- Tuercas de ruedas
9.- Cadena.	18.- Válvula de entrada de aire

Fuente: Curso de capacitacion-Minera Vicus 2010

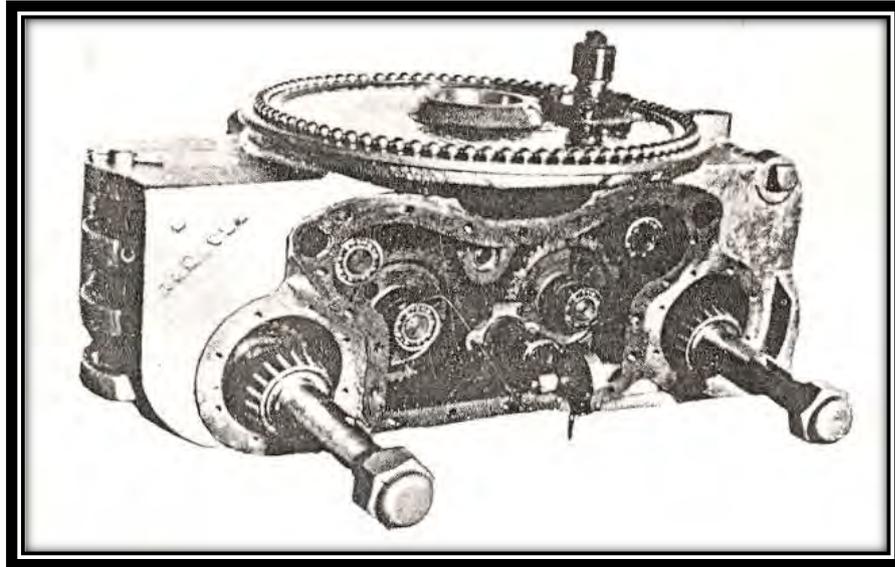
Descripción de componentes importantes:

➤ Bastidor inferior

Montado sobre ruedas para rieles, tiene un **motor neumático de avance**, consta de 5 cilindros y 5 pistones con sus respectivos anillos de compresión y de lubricación, provista de un sistema de embrague el cual da movimiento a su

sistema de transmisión, cuenta con una pista de giro, que rota sobre 84 bolas de acero de 3/4" Ø pala 12B, dando giro al bastidor superior que es asegurado por un perno central, siendo su giro de 30° a ambos lados del eje longitudinal.

Grafico N° 56: Bastidor inferior

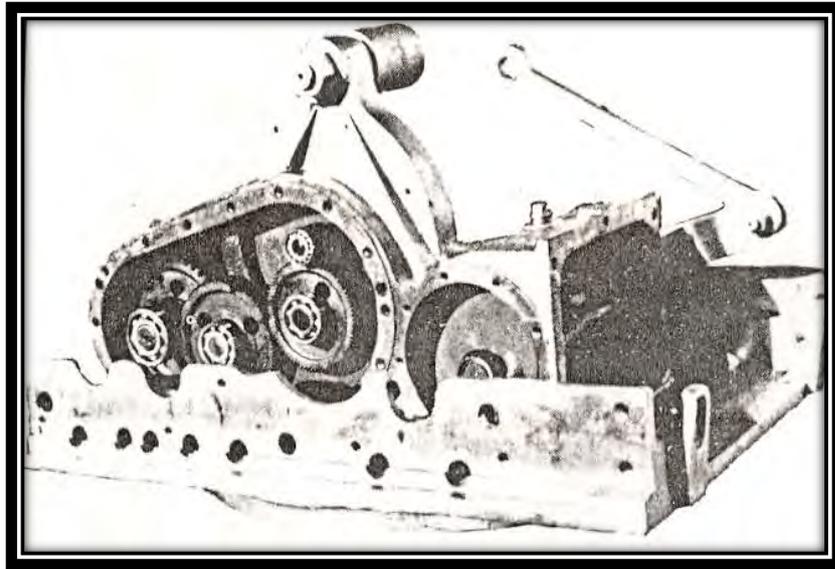


Fuente: Curso de capacitacion-Minera Vicus 2010

➤ **Bastidor superior**

Cuenta con una pista de giro, que se acopla al bastidor inferior, con un **motor neumático de cuchareo**, de las mismas características del bastidor inferior, es acoplado directamente a la transmisión, dando accionamiento a la cuchara; por su válvula rotativa de mandos. También se encuentran; su grupo de tambora de centrado, cuatro cables de alineamiento de cuchara, grupo de carrete y rodillo de cadena.

Grafico N° 57: Bastidor superior



Fuente: Curso de capacitacion-Minera Vicus 2010

Características:

Marca: EIMCO 12B

Ancho: 0.74 m

Altura: 2.11 m

Frente de Carga: 1.78 m

Peso: 1790 Kg

Capacidad de cuchara: 0.16 m³

Potencia del Motor: 16 HP

Caudal: 250 CFM

Cadena

Este es uno de los principales accesorios sometidos a los mayores esfuerzos y malos tratos. Aunque su duración se estima en doce meses de vida trabajando

ininterrumpidamente. Si se mantiene bien engrasados se puede conseguir mejores rendimientos.

➤ **Cuchara**

La cuchara de las palas neumáticas están construidas en acero especial contra desgastes de las rocas más abrasivas y llevan un fondo de acero al manganeso. Sirve para cargar, voltear y descargar el mineral roto en el carro minero que se halla enganchado en la parte posterior de la pala. La duración estimada está entre los 15,000 a 20,000 toneladas de trabajo. Ahora bien, cuando se desgasta dicho fondo, se puede suministrar otro repuesto así como electrodos especiales para soldar la cuchara.

➤ **Perno principal**

Este perno une al bastidor superior con el bastidor inferior, ajustando las dos pistas de giro con sus bolas de acero incluidos. Cada mes aproximadamente, se debe reajustar por el posible desgaste mediante la tuerca, considerando una tolerancia de ajuste para que el giro de la pala sea manuable.

El perno está construido, en acero especial y tratado para que sea prácticamente irrompible, siempre y cuando esté debidamente ajustado

➤ **Cables**

- Para regular debidamente éstos cables, se pondrá la cuchara bien nivelada sobre la línea de cauville.
- Los cables que van sobre la cuna de los brazos es preciso ajustarlos suavemente para que tengan holguras.

- La tensión de los muelles, no será superior a una tercera parte de su longitud.
- Cuando los cables no estén bien ajustados, los podemos detectar observando de la forma siguiente:
 - a. La cuchara no se pueda apoyar por completo sobre la vía.
 - b. La cuchara se traba y no baja por su propio peso.
 - c. La tensión de los cables está desnivelada, solo toca la línea de cauville de un lado.
 - d. La tensión está excesivamente floja, se nota gran holgura de los brazos en sus cunas y produce desnivelamientos.

➤ **Mangueras de aire comprimido**

Cuando la presión de trabajo de aire comprimido es de 80 PSI el rendimiento es óptimo, el diámetro de la manguera será:

Para palas 12 – B puede ser de 1" = 25.4 mm.

Antes de conectar la manguera de aire a la pala cargadora, purgar la misma con aire comprimido (barrido).

- **Lubricación y engrase**

Para la lubricación de motores y piezas móviles se utiliza aceite **Torcula 100** para los motores, **Spirax 90** para transmisión y **Grasa Albania G-3** para todas las articulaciones y puntos de engrase.

- **Mantenimiento y ajustes**

Cuando la pala es nueva ó overholeada después de 2 ó 3 días de trabajo, deben ser reajustados todos los pernos y tuercas visibles.

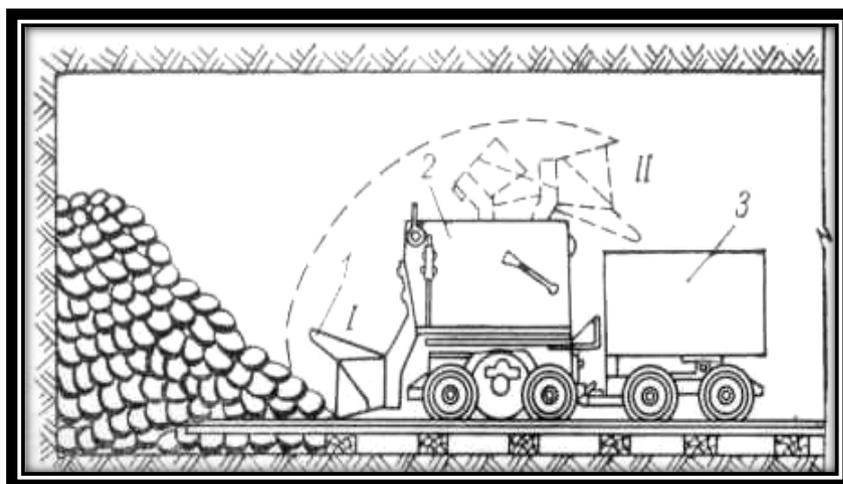
Funcionamiento:

Para iniciar el paleo se acerca la máquina a la carga mediante la palanca de motor de tracción aproximadamente a 1.5 m.

Se coloca la cuchara en su posición inferior, inmediatamente con el avance de la máquina se introduce en el material roto llenándose mediante embragues y desembragues del motor de cuchareo.

Luego la cuchara se levanta y se vuelca atrás, lanzando el material sobre el carro minero, para inmediatamente volver a su posición de carguío, por efecto de los resortes de retorno y de su propio peso, además del control de la cuchara, a continuación el ciclo se repite.

Grafico N° 58: Ciclo de trabajo de la pala neumática



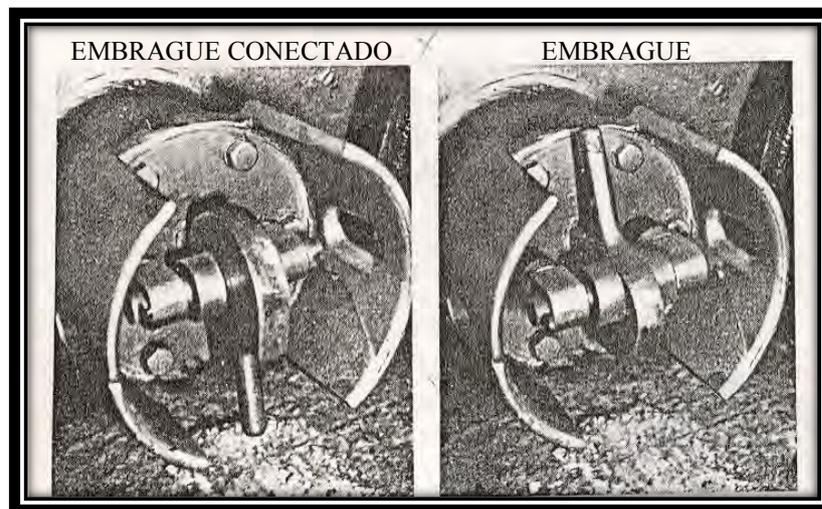
Fuente: Curso de capacitacion-Minera Vicus 2010

Reglas generales para operadores de palas neumáticas:

- a. Al transportar la pala por las galerías o cruceros, la cuchara debe estar bloqueada hacia arriba (desembriagada), así mismo se quitará el estribo y barra de protección.
- b. Si la pala es remolcada por la locomotora el embrague debe estar hacia arriba e ir a una velocidad no mayor de 3 Km/h para no dañar el equipo.
- c. Cuando la palanca de embrague está en:
 - La posición de carga (Movimiento) la palanca de embrague tiene que estar hacia abajo.
 - En la posición de transporte (Remolcada) la palanca tiene que estar hacia arriba.
- d. Que los muelles (Resortes) de las palancas de mando estén en buenas condiciones es el mejor seguro.
- e. Mantener las líneas de cauville niveladas.
- f. Mantener el área de paleo limpia y sin obstáculos a fin de evitar descarrilamientos o la inclinación de la pala hacia el operador.
- g. Coordinar con sus ayudantes para la limpieza, utilizando la comunicación con luces.
- h. El ayudante verificará el espacio libre entre pala y carro minero antes del retroceso.

- i. Nunca realizar trabajos, parado o apoyado sobre la pala.
- j. La tensión a los resortes no deberá exceder a un tercio de su longitud.
- k. Diariamente verificar y rellenar aceite a los motores y lubricadora de las válvulas de mandos neumáticos.
- l. Revisar siempre el ajuste del perno central (Mantenimiento).
- m. Durante el carguío de los carros mineros, la pala y el carro minero deben de estar enganchados por una placa o cadena.
- n. Cuando la pala sufra una rotura de un piñón o engranaje, debe de ser remolcado en una plataforma, para no dañar las otras autopartes.

Grafico N° 59: Embrague de la pala neumática



Fuente: Curso de capacitacion-Minera Vicus 2010

Riesgos en la operación de palas neumáticas

Tabla N° 38: PRC para la pala neumática

RIESGOS	CONSECUENCIAS	MEDIDAS PREVENTIVAS
Exposición al polvo de Sílice.	Silicosis	Uso correcto del respirador E.P.P. Regado de carga constante.
Exposición al ruido	Sordera	Uso correcto del tapón auditivo E.P.P.
Operar sin estribo	Accidente grave	Operación correcta sobre el estribo
Exposición a partículas (roturas de bancos)	Ceguera y lesiones al ojo	Uso correcto de los lentes de seguridad E.P.P.
Exposición a la humedad (en zonas de goteras)	Resfríos bronquios asma	Uso correcto de la ropa de jebe E.P.P.
Exposición al gas (Ventilación deficiente)	Gaseamiento	Ventilar la labor el tiempo necesario
Exposición a rocas sueltas	Desprendimiento de rocas	Desatar antes durante y después del paleo, con la barretilla adecuada.
Operar palas sin estar capacitado y autorizado	Accidentes por aplastamiento	Estar capacitado, entrenado y autorizado
Exposición a tiros cortados	Accidente fatal por explosión	Lavando, verificar el frente y detectando los tiros cortados, avisar al supervisor.
Exposición a ser presionado contra el hastial Izquierdo	Accidente Grave Accidente Fatal	No levantar ni forzar para levantar bancos durante el carguío

Fuente: Curso de capacitación-Minera Vicus 2010

Funciones del operador de pala y sus ayudantes:

Previa coordinación del operador de pala y sus ayudantes son:

- a. Mientras el palero opera la pala desde el estribo (Art. 253 D.S. 046-2001-E.M.) limpiando la carga uno de los ayudantes se encargará de controlar que la manguera de aire no se estropee por atropello.
- b. Los otros dos ayudantes se encargarán de controlar el carguío del carro minero colocando los tacos de madera para evitar que el carro minero se mueva o se descarrile, colocándose a una distancia prudente de 2 m. detrás del carro.

- c. Luego empujarán el carro cargado hasta el cambio y retornarán con un carro vacío, cuando se esté empujando el carro cargado o vacío se observará siempre hacia delante haciendo señales de advertencia con las luces para evitar descarrilamiento y/o atropellos de los peatones.
- d. Durante el cambio de carros el operador de pala y su ayudante realizarán trabajos de desatado de techo y hastiales que estaban cubiertos con la carga del disparo y a medida que se avanza con la limpieza van quedando al descubierto.
- e. Cuando aparezca carga seca el operador de pala y su ayudante regarán para eliminar el polvo y para diluir los gases.
- f. Los bancos grandes serán banqueados (despedazados) en el mismo frente antes de su carguío al carro metalero.

5.4.4.2. Equipo de acarreo: En nuestras operaciones usaremos los carros mineros U35.

5.4.4.3. Tolvas de Recepción y Descarga de Mineral: Las tolvas que usaremos serán fabricadas de madera y tomaremos el modelo de las tolvas chinas.

5.4.4.4. Procedimiento de Extracción: En el caso de las galerías, cortadas y cruceros, el frente se limpiara con la pala neumática EINCO 12B, ya mencionada; y el acarrero por medio de carros mineros U35, operados inicialmente a pulso; los cuales serán dirigidos a los echaderos de mineral o desmonte, según correspondan.

En el caso de nuestras chimeneas el mineral o desmonte roto caerá a la tolva china, la cual será posteriormente descargada hacia los carros mineros, para inmediatamente ser dirigidos hacia los echaderos correspondientes.

Para los tajos, el mineral roto se limpiará a pulso y se depositará en las dos tolvas adyacentes, las cuales estarán separadas por 6 metros, al final se usará una escoba para recoger todo el fino. Una vez concluida la limpieza del tajo, se procederá a descargar las tolvas de la misma forma como se hace para el caso de chimeneas.

5.4.5. Preparación y/o sostenimiento: En nuestras operaciones, solo usaremos la madera como insumo de preparación y sostenimiento; y esto lo haremos mediante cuadros, puntales en línea y entablados. Para el anclaje de puntales tenemos dos opciones: la patilla y “la cabeza de toro”

Cuadros: Son utilizados para sostener labores permanentes hasta temporales como galerías, cruceros, inclinados, tajeos de avance horizontal.

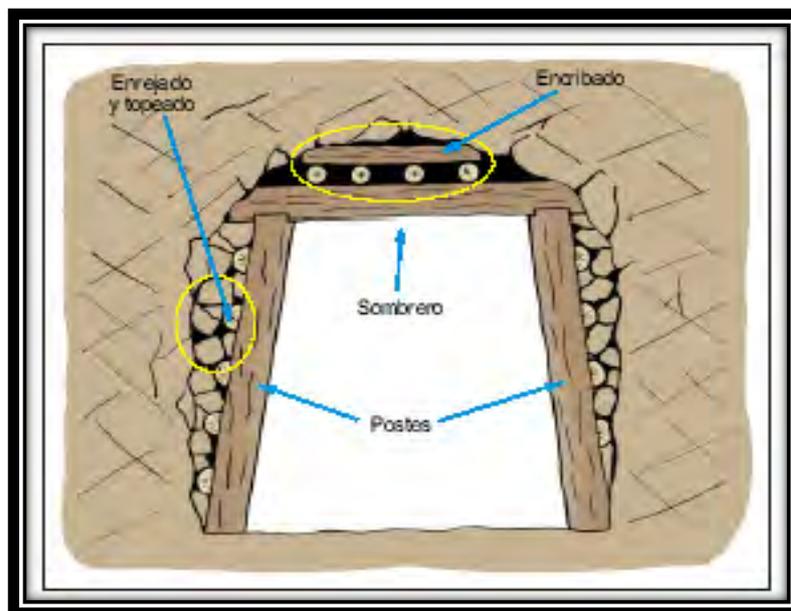
Su ventaja es de ser simple y fácil de preparar e instalar.

Su desventaja es la resistencia de la madera relativamente baja y se deteriora fácilmente en labores poco ventiladas.

Los principales tipos de cuadros usualmente utilizados son:

Los cuadros rectos, cónicos y de dos elementos (cojos).

Grafico N° 60: Elementos de un cuadro



Fuente: Archivos de sostenimiento-Geco

Grafico N° 61: Defectos estructurales y naturales de la madera

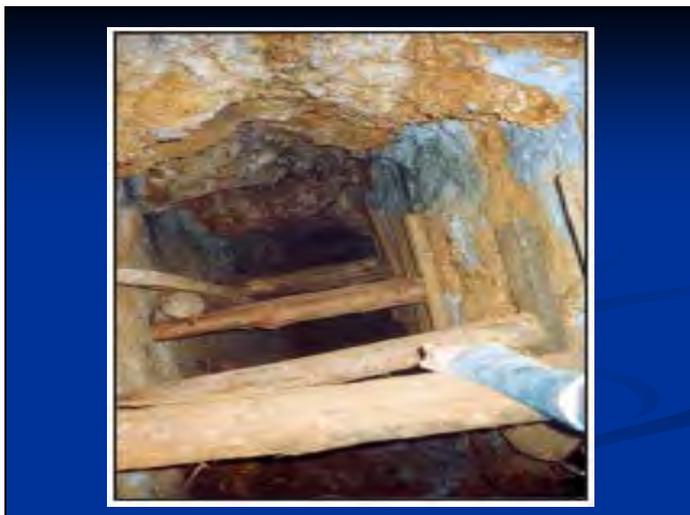


Fuente: Archivos de sostenimiento-Geco

Puntales: Es el tipo más común de sostenimiento, donde un poste de madera es fijado verticalmente para sostener el techo o perpendicular al buzamiento de la veta. De esta manera prevenimos el fallamiento de los hastiales y controlamos la deformación de la excavación. Son elementos que trabajan a la compresión con rangos de resistencias de 7 a 10Mpa.

Deben ser contruidos de madera redonda de 5”a 10” de diámetro y longitudes que no deben superar los 3.4m para evitar su pandeo y pérdida de resistencia. Cuanto menor sea la longitud de un puntal, estos ofrecen mayor capacidad portante. Los puntales deben ser empleados con el uso de plantillas y cuñas.

Grafico N° 64: Imagen de puntales en línea



Fuente: Archivos de sostenimiento-Geco

Anclaje de puntales: En nuestras operaciones podremos usar dos métodos: “la patilla” o “el gancho cabeza de toro”.

Patilla: La patilla es un orificio que se hace en la roca, en la cual va a ir sentado los extremos del puntal, la profundidad de la patilla puede variar dependiendo del tipo de roca, en nuestro caso haremos patillas de 2” de profundidad y con diámetros de 5” a 8”, dependiendo del diámetro del puntal a colocar.

Esta patilla se hace con una herramienta llamada cincel, la cual se fabrica de la punta de los barrenos rotos. La longitud de este cincel es de 20 cm.

Para realizar estas patillas, el cincel es golpeado hacia la roca con una comba de 4 o 6 libras.

Ganchos cabeza de toro: Es un accesorio construido a base de fierro corrugado con la forma de una cabeza de toro. Para su fabricación se utiliza fierro corrugado de 1” de diámetro o alternativamente se puede usar fierro corrugado de $\frac{3}{4}$ ” de diámetro, dependiendo del esfuerzo a soportar. En ambos casos se requiere 1.5m.

En la parte superior del camino se colocará una ranfla de madera la cual irá sentada sobre puntales, para evitar que el mineral caiga en el camino y de igual forma para dirigir la carga hacia la tolva; esta ranfla y el camino serán levantados cada dos disparos, por seguridad y comodidad.

Tajeos: Conforme se vaya arrancando las franjas horizontales de mineral, se seguirán entablado las tolvas para que estas sirvan como paredes de contención para el relleno. Estos entablados se realizaran después de cada disparo de mineral, antes de disparar las cajas que nos servirán como relleno.

CAPITULO VI

6. PROCESO METALÚRGICO

En cuanto a lo concerniente al tema “Metalúrgico”, daremos a conocer algunos aspectos generales, pero importantes. No ahondaremos mucho en el tema debido a que esto demandaría realizar un trabajo más exhaustivo.

Como mencionamos en la parte inicial de este trabajo, queremos duplicar nuestra producción, por lo tanto este capítulo estará conformado por datos reales de nuestra actual planta de 14 TM, se explicará el proceso completo de la planta. Dependiendo de este proyecto si se concluye que es factible ampliar la planta, tendríamos dos alternativas:

- 1.- Fabricar una planta similar a la que tenemos en la actualidad y la haríamos trabajar en paralelo. Es decir tendríamos dos plantas de 14TM trabajando en paralelo y alimentando a un agitador en común (tanque CIP).
- 2.- Fabricar una nueva planta de 28 TM y recuperar los equipos que aún pudieran utilizarse.

De estas dos opciones escogeremos la primera, debido a que no tendríamos que desechar nada de nuestra actual planta, el costo sería más bajo; y en el peor de los casos si nos hiciera falta mineral, solo haríamos trabajar una planta.

6.1. LEY DE CABEZA

La ley de cabeza para el tratamiento metalúrgico la calcularemos en base a los datos ya calculados, es decir a la ley media ya calculada, luego considerando un ancho mínimo de minado de 0.60 metros y dado que en la mayoría de los casos las vetas tienen menor grosor que el ancho de minado, se debe considerar una ley diluida que es la ley de cabeza.

Para efectos de realización de estos cálculos primero se calcula la ley del mineral sin diluir con anchos tomados del campo, y una segunda etapa se diluye a un ancho de 0.60 m (ancho de minado) menos potencia de mineral, la densidad de 2.3 gr/cc (cajas) y considerando un contenido metálico diluido de 0 gr/Tn. Teniendo estos datos procederemos a calcular la ley diluida.

$$\text{LEY DILUIDA} = \frac{(\text{Contenido Metálico de Mineral} + \text{Contenido Metálico Cajas})}{\text{Tonelada de Mineral} + \text{Toneladas de Cajas}}$$

Esta ley diluida será calculada de forma práctica tomando la ley media (20.34 gr/TM de Au), la potencia promedio es 0.44 m; y también se tomará 1 m², para efectos de cálculo.

$$V_m = 1 \text{ m}^2 \times 0.44 \text{ m} = 0.44 \text{ m}^3$$

$$P.E = 2.94 \text{ TM/m}^3$$

$TNm = 0.44m^3 \times 2.94TM/m^3 = 1.2936 TM$ de mineral con ley de 20.34 gr/TM de Au.

$$Vd = 1m^2 \times 0.16m = 0.16m^3$$

$$P.E = 2.3 TM/m^3$$

$TNd = 0.16m^3 \times 2.3 TM/m^3 = 0.368 TM$ de desmonte con ley de 0 gr/TM.

$$LEY DILUIDA = \frac{(1.2936 TM \times 20.34 \text{ gr/TM}) + (0.368 TM \times 0 \text{ gr/TM})}{1.2936 TM + 0.368 TM}$$

$$= \frac{26.31 \text{ gr de Au}}{1.6616 TM}$$

LEY DILUIDA = 15.83 gr de Au/TM.

TONELAJE TOTAL A PROCESAR CON LA PLANTA (TMP)

TM cubicadas = 19168 TM

Ley Promedio = 20.34 gr de Au/TM.

Ley Diluida = 15.83 gr de Au/TM.

$$TMP = \frac{20.34 \text{ gr de Au/TM} \times 19168 TM}{15.83 \text{ gr de Au/TM}}$$

TMP = 24629 TM

6.2. BALANCE METALÚRGICO

Tabla N° 39: Balance Metalúrgico Resumido

DATOS DE LA PLANTA ACTUAL	LEY CANCHA DE MINERAL	LEY ENTRADA DEL OVER FLOW	AGITADOR 1	AGITADOR 2	AGITADOR 3	RELAVE	TOTAL RECUPERACION
% DE RECUPERACION	100	99	63	60	52		82.04
LEY DE Au (gr/TM)	15.83	15.67	9.87	5.92	3.08	2.84	12.99

Fuente: Los datos contenidos en esta tabla, son un resumen específico del balance general de la Planta CIP

Nuestra producción a lo largo de todo el proyecto si consideramos solo el 50% de la ley sería de 159.96 Kg. de Oro. El cual tendría un tiempo de vida de 3 años aproximadamente.

6.3. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

El proceso de tratamiento lo desarrollaremos de la siguiente manera:

1. Empieza con una tolva de gruesos con una capacidad de 18 TM. Tiene una compuerta en la salida, la cual al abrir, la carga cae por gravedad a través de una canaleta hacia una chancadora de quijadas.
2. Chancadora de quijadas de 5" x 6 " con un motor de 10 HP, que reducirá el tamaño en una relación de 5 a 1 descargando en una canaleta que lleva el material directamente por gravedad a una chancadora cónica.
3. Chancadora cónica N° 12 con un motor de 10 HP, que reducirá el tamaño a ¼"; este material por medio de una faja transportadora llega directamente a la tolva de finos.

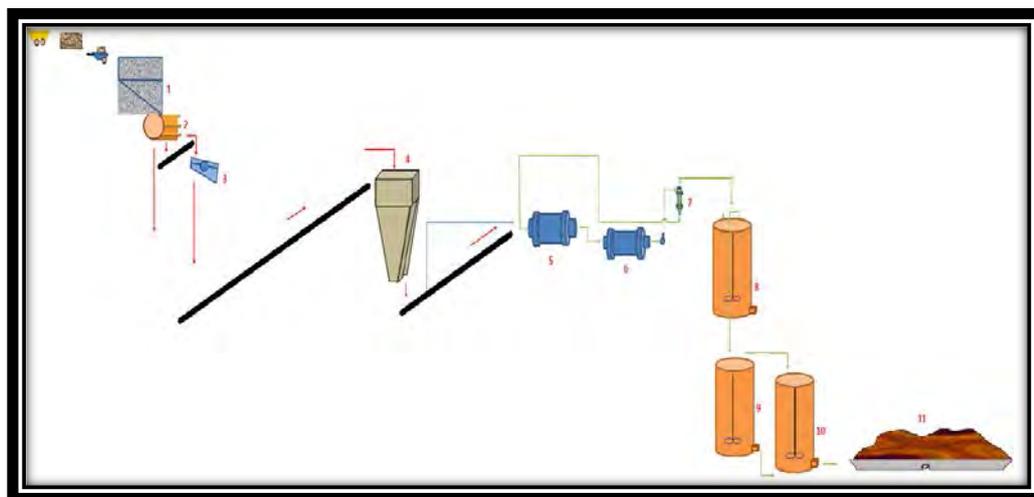
4. Una Tolva de Finos de 3.7 m³ mediante una faja transportadora descargará en el primer molino.
5. El Molino N°1 de 3pies x 4pies, con un motor de 20 HP y gira a 32 RPM y lleva una carga de 1400 Kg. de bolas (1.5", 2" y 2.5"); este molino realiza una molienda primaria, en el alimentador se le agrega solución de cianuro por medio de una tubería de ½", regulada por una válvula. De igual manera se le agrega soda cáustica por medio de otra tubería también de ½" regulada por su válvula. Del molino N°1 la pulpa llega a una caja de transferencia que la traslada a través de una tubería de 4", hacia el alimentador del molino N°2.
6. El Molino N°2 de 3pies x 5pies, con un motor de 20 HP y gira a 32 RPM y lleva una carga de 1600 Kg. de bolas (0.5", 1" y 1.5"); este molino realiza una molienda secundaria o remolienda. Del molino N°2 la pulpa sale a través de un Trommel de malla N° 20 y llega a una caja de transferencia que alimenta a una bomba de pulpa.
7. Bomba de pulpa SRL de 1½" x 1¼", fabricada por Ingeniería de Ciclones, la cual lleva la pulpa hacia un hidrociclón de doble cuerpo DD4, que se ocupa de clasificar. De tal manera que los finos que salen por el Vortex llegan al agitador N° 1 para su lixiviación; y todo el material grueso que sale del Apex, retroalimenta al molino N°1, cerrando el circuito de clasificación.
8. El circuito de lixiviación CIP, consta de 3 agitadores, cada uno tiene las características siguientes: Dimensiones de 10pies x 12 pies, este equipo consta de un motor de 12.5hp, una hélice tipo Mill con un Draw Tube que permite que la pulpa tenga un movimiento axial dentro del agitador, lo cual reporta mejores

rendimientos en la lixiviación, permite atrapar burbujas de aire que al introducirse en la pulpa facilita la cianuración. En los agitadores se introduce el carbón activado, el cual se encarga de la absorción del cianuro de oro. El circuito es continuo, en el paso n° 6, se explica como llega el material al Agitador N°1; una vez que la pulpa llena este agitador, pasa al Agitador N°2 a través de una caja de transferencia, que a la vez tiene una malla n° 50, para evitar que el carbón activado cargado, pase al Agitador N°2. De la misma forma se realiza el traslado de la pulpa al Agitador N°3. Cabe destacar que en cada agitador se realizan controles de densidad de pulpa, fuerza de cianuro y nivel de PH; en forma horaria.

9. El relave sale del agitador N°3 y es trasladado por medio de tubería de 3” de diámetro, a la cancha de relaves por gravedad.

10. El carbón activado, contenido en los agitadores, es cosechado en forma periódica y es trasladado a la procesadora, para la recuperación de valores.

Grafico N° 69: Flow Sheet Planta de Procesos CIP Minera Vicus SAC



Fuente: Elaboración Ing. Wilder Jimenez-Superintendente de Planta-MV

LEYENDA:

- Tolva de gruesos.
- Chancadora de quijadas.
- Chancadora cónica.
- Tolva de finos.
- Molino 1.
- Molino 2.
- Hidrociclón.
- Agitador 1.
- Agitador 2.
- Agitador 3.
- Deposito de relaves.

6.4. UBICACIÓN DE RELAVES

En nuestro caso como el objetivo no es construir una planta, sino ampliar; entonces la cancha de relave, será la misma que utilizamos en nuestras operaciones actuales. Pero tendríamos que analizar la capacidad de la nueva planta, para compararla con la capacidad inicial de la relavera y realizar tal vez una ampliación de esta.

Este estudio se realizará después de confirmar la factibilidad del Yacimiento de la Veta Nicol.

CAPITULO VII

7. PLANEAMIENTO E INFRAESTRUCTURA PROYECTADA

7.1. ASPECTOS TEÓRICOS

Planeamiento es el diagnóstico de las posibilidades, mediante un proceso intelectual y consiste en el análisis integral de los factores de producción dentro de la empresa, sus limitaciones internas y externas y todo lo relacionado con la elección de un objetivo a lograrse.

Es proyectar la vida de la empresa a lo largo del tiempo, no solo en una dirección, sino buscando nuevos caminos adaptando su existencia a los sistemas donde se desarrolla. Es la toma de decisiones por anticipado. Es el proceso que determina **Que hacer y Cómo hacerlo**, antes de que se requiera la acción.

Es un sistema de decisiones que surge cuando el estado futuro que se desea alcanzar implica un conjunto de decisiones interrelacionadas. Es un proceso que se dirige a producir un estado que se desea y que no puede alcanzarse a menos que antes se emprenda la acción correcta. Pretende evitar futuras acciones incorrectas así como reducir pérdidas de oportunidades.

El **plan**, constituye el resultado de todo proceso de **Planeamiento**, un **Plan** debe:

Describir acciones y resultados.

Servir como vehículo formal de coordinación.

7.2. OBJETO DE LA PLANIFICACIÓN

Servir de fuerza impulsora de la actividad empresarial a todos los niveles, trazando el camino a seguir.

Con el **Control** debe formar el par regulador que permite adaptar el sistema a su medio, dentro de los márgenes que le son exigidos para mantener un equilibrio correcto.

Busca maximizar el beneficio de las oportunidades futuras de la empresa, a través de la previsión de medios y presupuestos económicos.

Debe coordinar la acción de los miembros de la empresa en el cumplimiento de las funciones empresariales.

7.3. CICLO DE PLANEAMIENTO

Establecimiento de Predicciones, Análisis e Información Estadística

Mercado: Precios, nuevos sustitutos, nuevos mercados, competidores, usos

Económicas: Ratios Financieros (tipo de cambio, índice de precios al consumidor, producto bruto interno), Financiación, tasa de interés, políticas de prestaciones, etc.

Técnicas: Adelantos tecnológicos en métodos de explotación, equipos, planeamiento, programación y control.

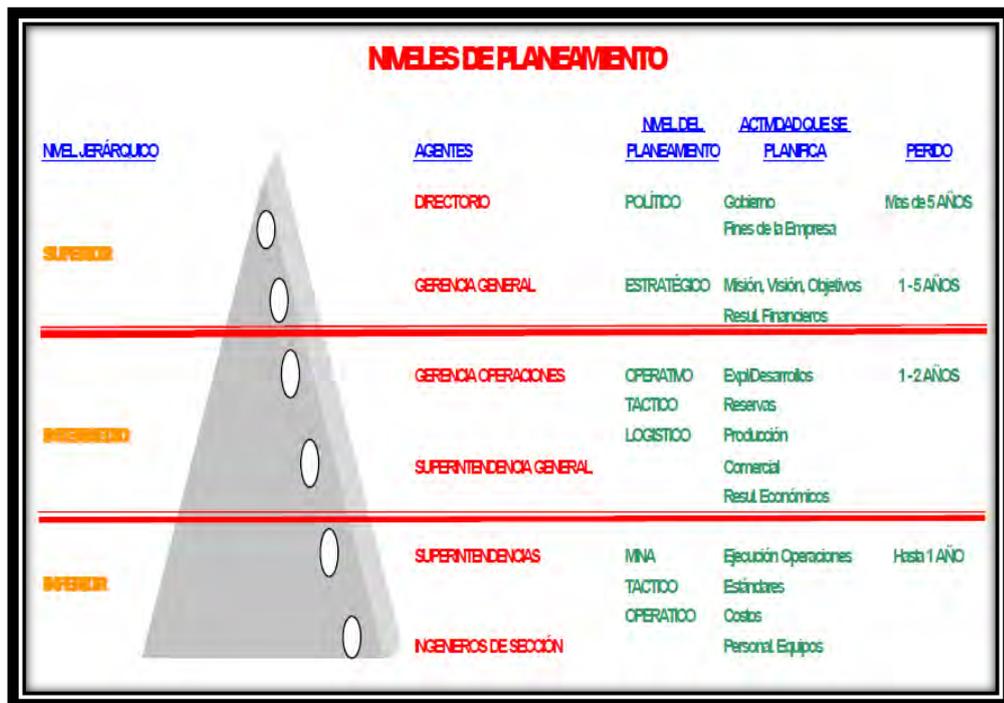
Sociales: Con el entorno, política laboral, sindicatos, bienestar de los trabajadores, comunidades, etc.

Políticas: (Del sector y general) Internacional, nacional, institucional, interna, etc.

Ambientales: Legislación, límites permisibles, auditorías, compromisos PAMA, etc.

Especificación previa de objetivos.

Grafico N° 70: Niveles de Planeamiento



Fuente: Archivos del Diplomado en Planificación Minera-BSGrupo-2010

a.- Nivel Superior: Está orientado a:

Obtención de máximas utilidades (Resultados Económicos)

Continuidad Operativa

Expansión de la Empresa

Asegurar un mercado financiero favorable

b.- Nivel Intermedio: Está orientado a:

Máxima producción, pero eficiente y racional (todas las áreas)

Cubicación de nuevas reservas (Exploración/Desarrollos)

Optimización de costos

Implementación de infraestructura adecuada

Adecuar las operaciones a las normas ambientales

c.- Nivel Inferior: Está orientado a:

Producción racional de las zonas, niveles y labores.

Ejecución de avances, preparaciones de explotación, exploraciones por áreas (según prioridades geológicas y operacionales)

Elevar los rendimientos de operaciones y establecimientos de nuevos estándares de trabajo.

Diagnosticar, sostener y mantener el equilibrio de los recursos: Disponibilidad Vs: requerimientos (Distribución – Usos)

Desarrollo y capacitación del personal

Mejorar los métodos y técnicas de operación

Mejorar la seguridad y el control del medio ambiente.

Establecimiento de líneas de acción alternativas. El Paso 2 puede lograrse siguiendo diversos caminos o alternativas, estas se discuten y se sustentan, para establecer la mejor alternativa en orden de prioridad y ventajas técnico-económicas.

Elección de la mejor alternativa posible. Mediante elementos intelectuales, técnicas, experiencia, etc.

Especificación y asignación definitiva de objetivos. La mejor alternativa se debe plasmar de modo concreto, especificando los tiempos, asignación de recursos, responsabilidades, etc. (**metas y cuotas concretas**)

Incorporación al Sistema de **Control**. La Planificación cumple su objetivo sugiriendo la acción de la empresa. Pero el dúo **planeamiento-control** regula las acciones del sistema total. El **control** se convierte en un mecanismo de realimentación de los **objetivos**.

El **plan** contempla flexibilidad para adaptarse a las circunstancias reales.

7.4. CRONOGRAMA GENERAL DEL PROYECTO

Grafico N° 71: Planeamiento de los trabajos en Superficie



Fuente: Elaboración Propia

7.5. RECURSOS HUMANOS

Los recursos humanos tanto de profesionales, mano de obra calificada y obreros se tomaran de acuerdo a las necesidades que se presenten en las operaciones. A un inicio se tomara el personal mínimo para el funcionamiento de la nueva Zona en estudio. El cual estaría constituido por el siguiente personal:

Mina: Encargados de realizar todos los trabajos relacionados a las operaciones en mina, también consideraremos los servicios directos e indirectos de mina, con sede en la unidad Minera.

Tabla N° 40: Cuadro del personal requerido para Mina

Jefe de Guardia	1 Ingeniero de Minas
Capataz de Mina	2 Maestros
Perforistas	4 Personas
Ayudantes de Perforistas	4 Personas
Carreros	6 personas
Chofer	1 persona
Operadores de compresora	2 personas
Servicios (Tubero, carrilano, etc.)	2 personas

Fuente: Elaboración Propia

Planta: Encargados de la operación de la Planta CIP.

Tabla N° 41: Cuadro del personal requerido para la Planta

Jefes de Guardia de Planta	3 Personas
Ayudantes de Planta	6 Maestros

Fuente: Elaboración Propia

Mantenimiento: Encargados del mantenimiento tanto de los equipos de planta como los de mina.

Tabla N° 42: Cuadra del personal requerido para Mantenimiento

Mecánico	1 técnico
Electricista	1 técnico
Ayudantes de Mantenimiento	2 personas

Fuente: Elaboración Propia

Hay que notar que este personal es el que se necesita contratar, para poder poner en operación el proyecto.

El resto de personal que se involucraran de manera directa o indirecta con este proyecto actualmente ya están laborando en la empresa.

CAPITULO VIII

8. COSTOS

8.1. INVERSION INICIAL PARA PONER EN OPERACIÓN EL PROYECTO

A continuación mostraremos los costos iniciales para poner en marcha el proyecto, muchos datos de esta tabla han sido calculados, para este caso y otros datos han sido tomados de nuestras actuales operaciones.

Tabla N° 43: Cuadros de costos en infraestructuras y servicios

COSTOS EN INFRAESTRUCTURAS		
Tanque de Agua de 9m ³	\$/.	500
Plataforma para Infraestructura	\$/.	600
Casa de Compresora	\$/.	1500
Casa de Grupo electrógeno	\$/.	800
Polvorines	\$/.	3000
Instalación de Sistema de Transporte de mineral	\$/.	1500
Cortada Nico Norte	\$/.	12348.77
Carretera Nico	\$/.	7579
TOTAL	\$/.	27827.77
COSTOS EN SERVICIOS		
Instalación inicial de servicio agua/aire	\$/.	859.29
Instalación inicial de los rieles	\$/.	5683.66
TOTAL	\$/.	6542.95

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 44: Costos en equipos

COSTOS EN EQUIPOS DE PLANTA Y MINA			
EQUIPO	UNID.	PRECIO UNID(\$/.)	PRECIO TOTAL (\$/.)
Pala Eimco 12B	2	20000	40000
Compresora AC XAS 300	1	40000	40000
Carros mineros U35	12	1500	18000
Camión 4 Tn	1	42000	42000
Camioneta 4x4	1	36000	36000
Grupo electrógeno	1	6180	6180
Bomba Trifásica	1	1300	1300
Jack Leg- S250	2	5000	10000
Stoper-S250	3	5000	15000
Tolva de Gruesos 18 Tn	1	10000	10000
Chancadora de quijadas 5x6	1	8000	8000
Chancadora Cónica N° 12	1	8500	8500
Molino 3x4	1	25000	25000
Molino 3x5	1	30000	30000
Sistema de Fajas y otros	1	20000	20000
Grupo electrógeno	1	18000	18000
TOTAL \$/.			327980

Fuente: Elaboración Propia

La inversión inicial para el proyecto se resumirá en la siguiente tabla:

Tabla N° 45: Inversión Inicial Total

INVERSION INICIAL		
COSTOS EN INFRAESTRUCTURAS	\$/.	27827.77
COSTOS EN SERVICIOS	\$/.	6542.95
COSTOS EN EQUIPOS DE PLANTA Y MINA	\$/.	327980
TOTAL	\$/.	362350.72

Fuente: Elaboración Propia

Después del primer año se tendrá que volver a invertir en equipos para poder cumplir con el planeamiento, esa inversión se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N° 46: Inversión después del primer año

COSTOS DE ADQUISICION DE EQUIPOS DESPUES DE 1 AÑO (INVERSION DESPUES DE 1 AÑO)			
EQUIPO	UNID.	PRECIO UNID(\$/.)	PRECIO TOTAL (\$/.)
Stoper-S250	2	5000	10000
Carros mineros U35	3	1500	4500
Pala Eimco 12B	2	20000	40000
TOTAL \$/.			54500

Fuente: Elaboración Propia

8.2. COSTOS DE OPERACIÓN

Los costos de operación los hemos realizado en una hoja de cálculos considerando todos los gastos de personal y sus leyes sociales, los implementos de seguridad y el material y herramientas que se usan en las diferentes actividades mineras.

8.2.1. Costo Unitario de la mano de obra:

Tabla N° 47: Costo unitario de la mano de obra de los empleados

<u>DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA (EMPLEADOS)</u>																		
TC \$/.\$: 2.85																		
Ocupación	Sueldo	Dominical	Feriatos	Vacacion	D.Méd.	Gratificac	Asig. Fam	Parcial	ESSALUD	Alimentacion	SCTR	SCR	AFP	CTS	Parcial	Total	US	US
	261	52	12	30	10	60								30				
%	19.92	4.60	11.49	3.83	22.99			62.84	9.00		1.55	10.00	2.00	8.33	30.88			
Ingeniero Presidente	5000.00		229.89	574.71	191.57	1149.43	67.50	2213.09	649.18	330.00	11.80	721.31	144.26	600.85	2557.40	9770.50	3428.24	17.14
Ingeniero Seguridad	4000.00		183.91	459.77	153.25	918.54	67.50	1783.98	520.56	330.00	89.65	578.40	115.68	481.81	2116.09	7900.07	2771.95	13.86
Ingeniero Jefe de Guía	3000.00		137.93	344.83	114.94	689.66	67.50	1354.86	391.94	330.00	67.50	435.49	87.10	362.76	1674.78	6029.64	2115.66	10.58

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 48: Costo unitario de la mano de obra de los obreros

DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA (OBREROS)																		
TC \$/ \$: 2.85																		
Ocupación	Jor-diaro	Dominica	Feridos	Vacacion	D.Méd.	Gratificae	Asig. Fam	Parcial	ESSALUD	Alimentacion	SCTR	SCR	AFP	CTS	Parcial	Total	US	US
	261	52	12	30	10	60		62.84	9.00		155	10.00	2.00	8.33	30.88	\$/JAR	\$/JAR	\$/HORA
%	19.92	4.60	11.49		3.83	22.99												
Lider/Maestro/Capatáz	50.00	9.96	2.30	5.75	1.92	11.49	2.70	34.12	7.57	7.50	1.30	8.41	1.68	7.01	33.48	117.59	41.26	5.16
Mecánico/Eléctrico I	40.00	7.97	1.84	4.60	1.53	9.20	2.70	27.83	6.11	7.50	1.05	6.78	1.36	5.65	28.45	96.28	33.78	4.22
Mecánico Perforadoras II	30.00	5.98	1.38	3.45	1.15	6.90	2.70	21.55	4.64	7.50	0.80	5.16	1.03	4.29	23.42	74.97	26.31	3.29
Carrilano	34.00	6.77	1.56	3.91	1.30	7.82	2.70	24.06	5.23	7.50	0.90	5.81	1.16	4.84	25.43	83.49	29.30	3.66
Tubero	32.00	6.38	1.47	3.68	1.23	7.36	2.70	22.81	4.93	7.50	0.85	5.48	1.10	4.57	24.42	79.23	27.80	3.48
Perforista Jackleg-stoper (mine)	40.00	7.97	1.84	4.60	1.53	9.20	2.70	27.83	6.11	7.50	1.05	6.78	1.36	5.65	28.45	96.28	33.78	4.22
Ayudante Jackleg (oficial)	35.00	6.97	1.61	4.02	1.34	8.05	2.70	24.69	5.37	7.50	0.93	5.97	1.19	4.97	25.93	85.63	30.04	3.76
Operario Compresora	35.00	6.97	1.61	4.02	1.34	8.05	2.70	24.69	5.37	7.50	0.93	5.97	1.19	4.97	25.93	85.63	30.04	3.76
Operador Pala Neumatica	38.00	7.57	1.76	4.37	1.46	8.74	2.70	26.58	5.81	7.50	1.00	6.46	1.29	5.38	27.44	92.02	32.29	4.04
Bodeguero	30.00	5.98	1.38	3.45	1.15	6.90	2.70	21.55	4.64	7.50	0.80	5.16	1.03	4.29	23.42	74.97	26.31	3.29
Carrero	30.00	5.98	1.38	3.45	1.15	6.90	2.70	21.55	4.64	7.50	0.80	5.16	1.03	4.29	23.42	74.97	26.31	3.29
Chófer	35.00	6.97	1.61	4.02	1.34	8.05	2.70	24.69	5.37	7.50	0.93	5.97	1.19	4.97	25.93	85.63	30.04	3.76
Enmaderador	35.00	6.97	1.61	4.02	1.34	8.05	2.70	24.69	5.37	7.50	0.93	5.97	1.19	4.97	25.93	85.63	30.04	3.76

No incluye utilidad, implementos y herramientas
 Promedio obtenido por Hombre-año de nuestros archivos. (Descanso médico que paga el empleador por los primeros 20 días de Enfermedad)

Fuente: Elaboración Propia

8.2.2. Costo de equipo de protección personal:

Tabla N° 49: Cuadro de costos de los EPP

<u>COSTO EQUIPO SEGURIDAD POR GUARDIA</u>					
DETALLE	PRECIO U.	MANTEN.	DURACION	COSTO/GDIA	COSTO/HORA
	\$	%.	GDIAS	\$	\$
1 Botas de Jebe	17.89	0	180	0.10	0.012
3 Guantes de cuero	4.42	0	30	0.15	0.018
4 Correa portalámpara	4.18	0	730	0.01	0.001
5 Saco de Jebe	7.84	0	120	0.04	0.005
6 Pantalón de jebe	11.72	0	120	0.06	0.007
7 Protectores	14.00	0	730	0.02	0.002
8 Lentes	3.93	0	90	0.04	0.005
9 Tapones auditivos	0.60	0	60	0.01	0.001
10 Respirador	13.58	0	180	0.08	0.009
11 Filtros respirador	0.01	0	1	0.01	0.001
12 Lámparas Mineras	82.00	0	1200	0.07	0.009
13 Mamelucos	22.81	0	180	0.13	0.016
14 Arnese completo	92.56	0	150	0.62	0.077
15 Barbiquejo	0.60	0	180	0.00	0.000
Costo promedio por hombre				1.32	0.166
POR CATEGORIAS					
Perforistas y ayudantes de chimenea y tajeo.				1.32	0.166
Enmaderadores de chimenea y tajeo.				1.23	0.153
Enmaderadores de socavon, supervisores, carreros, lamperos, tuberos, carrilanos				0.61	0.076
Perforistas y ayudantes de socavon				0.71	0.088
POR CATEGORIAS SIN LAMPARA (TRABAJO EN SUPERFICIE)					
Tuberos, carrilanos, supervisores				0.54	0.068

Fuente: Elaboración Propia

**8.2.3. Costo por pie perforado de máquina perforadora Seco 250S, barras
cónicas y brocas descartables**

Tabla N° 50: Costo de las Perforadoras Seco 250 por pie perforado

ANALISIS COSTOS MAQUINA PERFORADORA JACKLEG / STOPER MARCA SECO S250					
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\$	% increment.
Pistón	20000	4.0	139.37	557.48	11.15
Bocina o hexagonal	5000	19.0	47.29	898.51	17.97
Chuck nut o Bronce grande	20000	4.0	34.68	138.72	2.77
Rifle nut o Bronce chico	5000	19.0	25.71	488.49	9.77
Front Cilinder Washer Liner o Guiador	20000	4.0	34.67	138.68	2.77
Juego de manilla de mandos	50000	1.0	225	225	4.50
Chuk o Portabocina	35000	2.0	201.73	403.46	8.07
Jgo aletas, resortes y pines	10000	9.0	39.6	356.4	7.13
Side rods (tirantes y nuts)	20000	4.0	54.76	219.04	4.38
Water tube (aguja de agua)	3000	32.0	11.15	356.8	7.14
Jgo de Accesorios grampa (Retainer)	50000	1.0	201.73	201.73	4.03
Valve	35000	2.0	82.43	164.86	3.30
Rifle bar	35000	2.0	87.34	174.68	3.49
Ratchet Ring	50000	1.0	80.61	80.61	1.61
Juego empaques barra avance	5000	19.0	27.52	522.88	10.46
Sub-total					98.55
Otros: Empaquetaduras, Orings, etc.	10 % Sub Total				9.85
Total costo repuestos durante la vida de la máquina					108.40
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	2	2.98	113.10	2.26
Mantenimiento (máquina)	19	2.5	2.98	141.37	2.83
Mantenimiento (barra)	19	1	2.98	56.55	1.13
Sub-total					6.22
Otros: Uso de herramientas, petróleo, grasas, etc	10	% del Sub-total			0.62
Total costo mantenim. durante la vida de la máquina					6.84
TOTAL INCREMENTO EN PORCENTAJE POR MANTENIMIENTO Y REPUESTOS					115.24
Valor máquina perforadora				5000	\$
Vida útil aproximado				100000	PP
Mantenimiento y repuestos				115.24	%.
Costo por pie perforado				0.11	\$

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 51: Costos de barras cónicas y brocas

ANALISIS COSTOS BARRAS CONICAS Y BROCAS DESCARTABLES		
Costo Promedio de Barras Cónicas de 4 y 6 pies	72.4	\$
Vida útil aproximado promedio considerando roturas, atoros e imprevistos	1200	pp
Costo promedio de Brocas Descartables	22.28	\$
Vida útil aproximado de brocas considerando roturas, atoros e imprevistos	300	pp
Costo por pie perforado	0.14	\$
Costo Promedio de Barra Cónica de 8 pies	75	\$
Vida útil aproximado promedio considerando roturas, atoros e imprevistos	800	pp
Costo de Brocas Descartables	11	\$
Vida útil aproximado de brocas considerando roturas, atoros e imprevistos	350	pp
Costo por pie perforado	0.13	\$

Fuente: Elaboración Propia

8.2.4. Costo horario de equipos

Tabla N° 52: Datos para la determinación de los costos de equipos

DATOS PARA LA DETERMINACION DEL COSTO HORARIO DE EQUIPOS							
MAQUINA O EQUIPO	Valor K	Tasa Interés	Manten. Y Repar.(incluidos repuestos e insumos)	Consumo Combustible gl/hr	Costo Combustible \$/gl	VIDA UTIL LLANTAS hr	Costo Llantas \$/jgo
EIMCO 12B	0.00027	17.50%	80%	0.00	0.00	8400.00	0.00
COMPRESORA XAS 300	0.00023	17.50%	80%	4.50	3.36	24000.00	0.00
CARRO MINERO	0.00022	10.00%	50%	0.00	0.00	48000.00	0.00
Camión 6 Tn	0.00022	17.50%	50%	1.50	3.36	1200.00	700.00
Camioneta 4x4	0.00022	17.50%	50%	1.00	3.36	1000.00	400.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 53: Costo horario de equipos

DETERMINACION DEL COSTO HORARIO DE EQUIPOS																
(No incluye gastos generales y utilidad)																
MAQUINA	MARCA	MODELO	AÑO	VALOR		VALOR	PERIODO DE	COSTO	COSTO	COSTO	COSTO	COSTO	COSTO	COSTO	COSTO TOTAL	
0				RESCATE	DEPRECIABLE	DEPRECIACION	POSECION	INTERESES	MANT-REP	COMBUST.	LLANTA	US \$/HR				
EQUIPO				VALOR	%	\$	US\$	AÑOS	HRS	\$/HR	\$/HR	\$/HR	\$/HR	\$/HR	SIN M.O.	CON M.O.
PALA NEUMATICA	EMCO	12B	2011	20000	8%	1600	18400.00	3.50	8400	2.19	0.94	1.90	0.00	0.00	5.03	
COMPRESORA	ATLAS COPCO	XAS 300	2010	40000	12%	4800	35200.00	10.00	24000	1.47	1.60	1.33	15.12	0.00	19.52	
CARRO MINERO	SVS	U35	2011	1500	0%	0	1500.00	20.00	48000	0.03	0.03	0.02	0.00	0.00	0.08	
Camión 4 Tn	ZUZU	H20	2010	44000	16%	7040	36960.00	15.00	36000	1.03	1.71	0.61	5.04	0.58	8.39	12.31
Camioneta 4x4	TOYOTA	HLUX	2010	36000	16%	5760	30240.00	15.00	36000	0.84	1.40	0.50	3.36	0.40	6.10	10.02

Fuente: Elaboración Propia

8.3. COSTO GALERÍA NICO SUR

A continuación veremos los costos de la Galería Nico Sur, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de toda la galería y también el tonelaje tonal que produce esta galería.

8.3.1. Costo de perforación:

Tabla N° 54: Costo de mano de obra en perforación para la Galería Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Residente	17.14	0.08	1.37
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdía	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capatáz	5.16	3	15.47
POR 1.6m se gasta			\$ 53.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 55: Costo de EPP en perforación para la Galería Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.09	3	0.27
Ayudante Jackleg (oficial)	0.09	3	0.27
Ingeniero Residente	0.08	0.08	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 1.6m se gasta			\$ 0.84

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 56: Costo de herramientas usadas en perforación para la Galería Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	3	0.03
Pico de acero	0.01	3	0.02
Martillo 6 lbs	0.01	3	0.03
Llave stillson 18"	0.06	3	0.18
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	3	0.19
Manguera de 1" diámetro 30 mt	0.09	3	0.25875
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	3	0.12375
Juego de Llaves	0.003	3	0.01
Sub Total			0.84
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.08
POR 1.6m se gasta			\$ 0.92

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 57: Costo de perforación para la Galería Nico Sur

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES X TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Jackleg S-250	0.11	25	6.00	150	16.5
Lubricante					1.05
Barra cónica 4pies + broca	0.14	25	4.00	100	14
Barra cónica 6pies + broca	0.14	25	2.00	50	7
POR 1.6m se gasta					\$ 38.55

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 58: Costo total de perforación para la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 1.6m		\$ 93.31
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE	TOTAL US\$/m	58.32

Fuente: Elaboración Propia

8.3.2. Costo de voladura:

Tabla N° 59: Costo de mano de obra en voladura para la Galería Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1.5	6.33
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1.5	5.63
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$ 25.81

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 60: Costo de EPP en voladura para la Galería Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1.5	0.11
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$ 0.38

Fuente: Elaboración Propia**Tabla N° 61: Costo de herramientas en voladura para la Galería Nico Sur**

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US \$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	1.5	0.002
Atacador	0.00	1.5	0.00
Sub Total			0.00
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.000
POR 1.6m se gasta			\$ 0.004

Fuente: Elaboración Propia**Tabla N° 62: Costo de explosivos para la Galería Nico Sur**

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	10.25	Kg	35.875
Fulminantes	0.017	24	Unid	0.408
Mechas de Seguridad	0.050	168	pies	8.4
Mecha Rápida	0.500	10	m	5
Conectores	0.066	24	Unid	1.584
POR 1.6m se gasta				\$ 49.68

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 63: Costo total de voladura para la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR 1.6m	\$ 75.88
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	\$ 47.43

Fuente: Elaboración Propia

8.3.3. Costo de ventilación, aire comprimido, desatado y regado:

Tabla N° 63: Costo de la mano de obra en ventilación, desatado, regado y aire comprimido para la Galería Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	5.75	21.59
Mecánico/Eléctrico I	4.22	0.5	2.11
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1	4.22
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1	3.76
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
POR 1.6m se gasta			\$ 42.95

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 64: Costo de los EPP en ventilación, desatado, regado y aire comprimido para la Galería Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	5.75	0.39
Mecánico/Eléctrico I	0.07	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1	0.08
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1	0.08
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
POR 1.6m se gasta			\$ 0.67

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 65: Costo de las herramientas usadas en ventilación, desatado, regado y aire comprimido para la Galería Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 1.6m se gasta			\$ 0.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 66: Costo de aire comprimido para la Galería Nico Sur

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	5.75	112.26
POR 1.6m se gasta			\$ 112.26

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 67: Costo total en ventilación, desatado, regado y operación de la compresora para la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 1.6m	\$ 155.97
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	97.48

Fuente: Elaboración Propia

8.3.4. Costo de limpieza y acarreo:

Tabla N° 68: Costo de mano de obra en limpieza y acarreo para la Galería Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador Pala Neumática	4.04	1.75	7.06
Carrero	3.29	1.75	5.75
Carrero	3.29	1.75	5.75
Carrero	3.29	1.75	5.75
Carrero	3.29	1.75	5.75
Carrero	3.29	1.75	5.75
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capatáz	5.16	1.75	9.03
POR 1.6m se gasta			\$ 57.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 69: Costo de EPP en limpieza y acarreo para la Galería Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador Pala Neumática	0.08	1.75	0.13
Carrero	0.08	1.75	0.13
Carrero	0.08	1.75	0.13
Carrero	0.08	1.75	0.13
Carrero	0.08	1.75	0.13
Carrero	0.08	1.75	0.13
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capatáz	0.08	1.75	0.13
POR 1.6m se gasta			\$ 1.01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 70: Costo de herramientas usadas en limpieza y acarreo para la Galería Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	1.5	0.01
Pico de acero	0.01	1.5	0.01
Llave stillson 18"	0.06	1.5	0.09
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	1.5	0.09
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	1.5	0.129375
Juego de Llaves	0.003	1.5	0.00
Sub Total			0.34
Otros			0.03
POR 1.6m se gasta			\$ 0.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 71: Costo de limpieza y acarreo para la Galería Nico Sur

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Eimco 12B	5.03	1.75	1	8.81
Carros U35	0.08	1.75	3	0.42
POR 1.6m se gasta				\$9.23

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 72: Costo total de limpieza y acarreo para la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 1.6m	\$ 67.69
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA Y ACARREO POR METRO DE AVANCE US\$/m	42.31

Fuente: Elaboración Propia

8.3.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 73: Costo de mano de obra en la instalación de servicios de aire y agua para la Galería Nico Sur

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
COSTO POR METRO DE AVANCE					\$ 2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 74: Costo de EPP en la instalación de servicios de aire y agua para la Galería Nico Sur

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
COSTO POR METRO DE AVANCE					\$ 0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 75: Costo de herramientas y materiales usados en la instalación de servicios de aire y agua para la Galería Nico Sur

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID	UNID	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Unión Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	20	12.80	0.64
Unión Acople Recto de 2"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.21
Otros						0.06
Total						\$ 3.28

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 76: Costo total de la instalación de servicios de aire y agua para la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE TUBERIAS POR METRO DE AVANCE AIRE/AGUA	TOTAL US\$/m	5.38
---	---------------------	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.3.6. Costo de instalación de rieles:

Tabla N° 77: Costo de mano de obra en la instalación de rieles para la Galería Nico Sur

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	6	8.57	1.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	6	6.93	1.15
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	6	5.16	0.86
COSTO POR METRO DE AVANCE					\$ 7.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 78: Costo de EPP en la instalación de rieles para la Galería Nico Sur

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	6	0.04	0.006
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	6	0.04	0.006
Lider/Maestro/Capataz	0.08	1	6	0.08	0.01
COSTO POR METRO DE AVANCE					\$ 0.10

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 79: Costo de herramientas y materiales usados en la instalación de rieles para la Galería Nico Sur

HERRAMIENTAS Y MATERIALES					
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID.	UNIDAD.	TOTAL US\$
Llave corona 19"	0.01	2		2	0.04
Rieles de 25 lb.			19	2	38.00
Durmientes			4.2	9	37.80
Clavos de rieles			0.36	18	6.48
Eclisas			2.28	0.17	0.38
Pernos c/tuercas de riel			0.27	0.67	0.18
Cambios de vía.			15	2	0.3
Martillo de 6 lb	0.01	2		2	0.04
Sub Total					83.22
Otros					1.66
Total para 6m					84.88
COSTO POR METRO DE AVANCE					\$ 14.15

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 80: Costo total de instalación de rieles para la Galería Nico Sur

COSTO DE INSTALACION DE RIELES POR METRO DE AVANCE	US\$/m	21.35
---	---------------	--------------

Fuente: Elaboración Propia

8.3.7. Costo en US\$ por metro de avance de la Galería Nico Sur:

Tabla N° 81: Costo total por metro de avance para la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	58.32
Costo de voladura	47.43
Costo ventilación, aire comprimido y otros	97.48
Costo limpieza	42.31
Costo instalación aire/agua	5.38
Costo Instalación de rieles	21.35
Sub total	272.27
Otros (2%)	5.45
Total US\$/m	277.72

Fuente: Elaboración Propia

8.3.8. Costo en US\$ por tonelada de mineral producido por la Galería Nico

Sur:

Tabla N° 82: Tonelaje total producido por disparo en la Galería Nico Sur

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación(m)	Profundidad efectiva(m)	Potencia de veta(m)	Volumen in situ(m ³)	Densidad (T/m ³)	Tonelaje Total
2.2	1.6	0.6	2.112	2.94	6.21

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 83: Costo total por tonelada producida en la Galería Nico Sur

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo(m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1.6	6.21	3.88	71.56

Fuente: Elaboración Propia

8.3.9. Costo total de la Galería Nico Sur y tonelaje total que produce:

Tabla N° 84: Costo total de la Galería Nico Sur

COSTO TOTAL DE LA GALERIA NICO SUR		
Total de metros de la Galería	Costo(US\$/m)	Costo total Galería Nico Sur (US\$)
100.8	277.72	\$ 27,993.82

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 85: Tonelaje total que produce la Galería Nico Sur

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCE LA GALERIA NICO SUR	391.18	Toneladas
---	---------------	------------------

Fuente: Elaboración Propia

8.4. COSTO CHIMENEAS NICO SUR

A continuación veremos los costos de las Chimeneas Nico Sur, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de toda la galería y también el tonelaje tonal que producirán estas chimeneas.

8.4.1. Costo de perforación:

Tabla N° 86: Costo de mano de obra en perforación para las chimeneas Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	6	25.34
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	6	22.53
Ingeniero Residente	17.14	0.16	2.74
Ingeniero Seguridad	13.86	1	13.86
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1	10.58
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 2m se gasta			\$ 90.52

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 87: Costo de EPP en perforación para las chimeneas Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.17	6	0.99
Ayudante Jackleg (oficial)	0.17	6	0.99
Ingeniero Residente	0.08	0.16	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	1	0.08
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1	0.08
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 2m se gasta			\$ 2.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 88: Costo de herramientas en perforación para las chimeneas Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US \$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Pico de acero	0.01	6	0.04
Martillo 6 lbs	0.01	6	0.05
Llave stillson 18"	0.06	6	0.37
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	6	0.38
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	6	0.5175
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	6	0.2475
Juego de Llaves	0.003	6	0.02
Sub Total			1.62
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.16
POR 2m se gasta			1.78

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 89: Costo de perforación para las chimeneas Nico Sur

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES X TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Stoper S-250	0.11	54	4.00	216	23.76
Lubricante					1.05
Barra cónica 2pies + broca	0.13	54	4.00	216	28.08
Barra cónica 4pies + broca	0.14	54	2.00	108	15.12
POR 2m se gasta					\$ 68.01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 90: Costo total de perforación para las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 2m	\$ 162.70
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	81.35

Fuente: Elaboración Propia

8.4.2. Costo de voladura:

Tabla N° 91: Costo de mano de obra en voladura para las chimeneas Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 2m se gasta			\$ 43.89

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 92: Costo de EPP en voladura para las chimeneas Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	3	0.46
Ayudante Jackleg (oficial)	0.15	3	0.46
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 2m se gasta			\$ 1.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 93: Costo de herramientas usadas en voladura para las chimeneas Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	3	0.003
Atacador	0.00	3	0.00
Sub Total			0.01
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.001
POR 2m se gasta			\$ 0.01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 94: Costo de explosivos y accesorios para las chimeneas Nico Sur

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	17.2	Kg	60.2
Fulminantes	0.017	52	Unid	0.884
Mechas de Seguridad	0.050	260	pies	13
Mecha Rápida	0.500	36	m	18
Conectores	0.066	52	Unid	3.432
POR 2m se gasta				\$ 92.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 95: Costo total de voladura para las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 2m	\$ 137.09
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	68.55

Fuente: Elaboración Propia

8.4.3. Costo de preparación:

Tabla N° 96: Costo de mano de obra en preparación para las chimeneas Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	10	42.23
Ayudante	3.76	10	37.55
Ayudante	3.76	6	22.53
Ingeniero Seguridad	13.86	1.5	20.79
Ingeniero Jefe de Gdía	10.58	1.5	15.87
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 2m se gasta			\$ 154.45

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 97: Costo de EPP en preparación para las chimeneas Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	10	1.53
Ayudante	0.15	10	1.53
Ayudante	0.08	6	0.46
Ingeniero Seguridad	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1.5	0.11
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 2m se gasta			\$ 3.98

Fuente: Elaboración Propia**Tabla N° 98: Costo de herramientas usadas en preparación para las chimeneas Nico Sur**

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Comba de 6 lb	0.02	10	0.167
Comba de 25 lb	0.02	10	0.208
Arco trozador	0.02	10	0.208
Cinzel	0.08	10	0.833
Sub Total			1.42
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.142
POR 2m se gasta			\$ 1.56

Fuente: Elaboración Propia**Tabla N° 99: Costo de materiales usados en preparación para las chimeneas Nico Sur**

MATERIALES			
HERRAMIENTAS	US\$/unid	HORAS	TOTAL US\$
Palos 3m x 6"	7.14	4	28.560
Tablas de 3mx8"x2"	7.56	12	90.720
Listones de 1.5m	2.00	4	8.000
Escalera	11.00	1	11.000
Sub Total			138.28
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			13.828
POR 2m se gasta			\$ 152.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 100: Costo total de preparación para las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL DE PREPARACION POR 2m	\$ 312.09
COSTO DE PREPARACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	156.05

Fuente: Elaboración Propia

8.4.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 101: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y operación de compresora para las chimeneas Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	20	75.11
Mecánico/Eléctrico I	4.22	1.5	6.33
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	5	21.11
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	5	18.78
Ingeniero Seguridad	13.86	0.75	10.39
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.75	7.93
POR 2m se gasta			\$ 147.40

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 102: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y operación de compresora para las chimeneas Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	20	1.35
Mecánico/Eléctrico I	0.07	1.5	0.10
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	5	0.77
Ayudante Jackleg (oficial)	0.15	5	0.77
Ingeniero Seguridad	0.08	0.75	0.06
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.75	0.06
POR 2m se gasta			\$ 3.22

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 103: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las chimeneas Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 2m se gasta			\$ 0.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 104: Costo de aire comprimido para las chimeneas Nico Sur

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	20	390.48
POR 2m se gasta			\$ 390.48

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 105: Costo total en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 2m	\$ 541.18
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	270.59

Fuente: Elaboración Propia

8.4.5. Costo de limpieza de mineral:

Tabla N° 106: Costo de mano de obra en limpieza para las chimeneas Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Ingeniero Seguridad	13.86	1	13.86
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1	10.58
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
POR 2m se gasta			\$ 75.63

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 107: Costo de EPP en limpieza para las chimeneas Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Ingeniero Seguridad	0.08	1	0.08
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1	0.08
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
POR 2m se gasta			\$ 1.30

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 108: Costo de herramientas usadas en limpieza para las chimeneas Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	2	0.02
Pico de acero	0.01	2	0.01
Sub Total			0.03
Otros			0.00
POR 2m se gasta			\$ 0.04

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 109: Costo de limpieza para las chimeneas Nico Sur

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Carros U35	0.08	2	3	0.48
POR 2m se gasta				\$ 0.48

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 110: Costo total de limpieza para las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 2m	\$ 77.44
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	38.72

Fuente: Elaboración Propia

8.4.6. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 111: Costo de mano de obra en la instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Sur

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
Costo por metro de avance					\$ 2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 112: Costo de EPP en la instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Sur

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
Costo por metro de avance					\$ 0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 113: Costo de herramientas y materiales usados en la instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Sur

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID.	UNID.	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Union Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	40	25.60	1.28
Union Acople Recto de 1"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.85
Otros						0.08
Total						\$ 3.93

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 114: Costo total en la instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Sur

COSTO DE INSTALACION DE SERVICIOS DE AIRE Y AGUA US\$/m	6.04
--	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.4.7. Costo en US\$ por metro de chimenea:

Tabla N° 115: Costo total por metro de avance para las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	81.35
Costo de voladura	68.55
Costo de preparación.	156.05
Costo ventilación, aire comprimido y otros	270.59
Costo limpieza	38.72
Costo instalación aire/agua	6.04
Sub total	621.29
Otros (2%)	12.43
Total US\$/m	633.72

Fuente: Elaboración Propia

8.4.8. Costo en US\$ por tonelada producida en las chimeneas Nico Sur:

Tabla N° 116: Tonelaje total producido por disparo en las chimeneas Nico Sur

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ (m³)	Densidad (T/m³)	Tonelaje Total
3	1	0.6	1.8	2.94	5.29

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 117: Costo total por tonelada producida en las chimeneas Nico Sur

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo(m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1	5.29	5.29	119.75

Fuente: Elaboración Propia

8.4.9. Costo total de las chimeneas Nico Sur y el tonelaje total que producen:

Tabla N° 118: Costo total de las chimeneas Nico Sur

COSTO TOTAL DE LAS CHIMENEAS NICO SUR		
Total de metros de Chimeneas	Costo(US\$/m)	Costo total Chimeneas Nico Sur (US\$)
80	633.72	\$ 50,697.24

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 119: Tonelaje total que producen las chimeneas Nico Sur

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCEN LAS CHIMENEAS NICO SUR	423.36	Toneladas
---	---------------	------------------

Fuente: Elaboración Propia

8.5. COSTO SUBNIVEL NICO SUR

A continuación veremos los costos del Subnivel Nico Sur, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de toda la galería y también el tonelaje tonal que producirán estas chimeneas.

8.5.1. Costo de perforación:

Tabla N° 120: Costo de mano de obra en perforación para el Subnivel Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Residente	17.14	0.08	1.37
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$ 45.26

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 121: Costo de EPP en perforación para el Subnivel Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.09	3	0.27
Ayudante Jackleg (oficial)	0.09	3	0.27
Ingeniero Residente	0.08	0.08	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$ 0.73

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 122: Costo de herramientas usadas en perforación para el Subnivel Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	3	0.03
Pico de acero	0.01	3	0.02
Martillo 6 lbs	0.01	3	0.03
Llave stillson 18"	0.06	3	0.18
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	3	0.19
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	3	0.25875
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	3	0.12375
Juego de Llaves	0.003	3	0.01
Sub Total			0.84
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.08
POR 1.6m se gasta			\$ 0.92

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 123: Costo de perforación para el Subnivel Nico Sur

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES/ TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Jackleg S-250	0.11	21	6.00	126	13.86
Lubricante					1.05
Barra cónica 4pies + broca	0.14	21	4.00	84	11.76
Barra cónica 6pies + broca	0.14	21	2.00	42	5.88
POR 1.6m se gasta					\$ 32.55

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 124: Costo total de perforación para el Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 1.6m	\$ 79.46
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	49.66

Fuente: Elaboración Propia

8.5.2. Costo de voladura:

Tabla N° 125: Costo de mano de obra en voladura para el Subnivel Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1.5	6.33
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1.5	5.63
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$ 25.81

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 126: Costo de EPP en voladura para el Subnivel Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1.5	0.11
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$ 0.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 127: Costo de herramientas usadas en voladura para el Subnivel Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	1.5	0.002
Atacador	0.00	1.5	0.00
Sub Total			0.00
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.000
POR 1.6m se gasta			\$ 0.004

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 128: Costo de explosivos y accesorios usados para el Subnivel Nico Sur

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	8.6	Kg	30.1
Fulminantes	0.017	20	Unid	0.34
Mechas de Seguridad	0.050	140	pies	7
Mecha Rápida	0.500	10	m	5
Conectores	0.066	20	Unid	1.32
POR 1.6m se gasta				\$ 42.44

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 129: Costo total de voladura para el Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR 1.6m	68.64
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	42.90

Fuente: Elaboración Propia

8.5.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 130: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para el Subnivel Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	4	15.02
Mecánico/Eléctrico I	4.22	0.5	2.11
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1	4.22
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1	3.76
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
POR 1.6m se gasta			\$ 36.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 131: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para el Subnivel Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	4	0.27
Mecánico/Eléctrico I	0.07	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1	0.08
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1	0.08
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.25	0.02
POR 1.6m se gasta			\$ 0.55

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 132: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para el Subnivel Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 1.6m se gasta			\$ 0.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 133: Costo de aire comprimido para el Subnivel Nico Sur

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	4	78.10
POR 1.6m se gasta			\$ 78.10

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 134: Costo total de ventilación, regado, desatado y aire comprimido para el Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 1.6m	\$ 115.11
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	71.95

Fuente: Elaboración Propia

8.5.4. Costo de limpieza de mineral:

Tabla N° 135: Costo de mano de obra en limpieza para el Subnivel Nico Sur

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.5	2.58
POR 1.6m se gasta			\$ 37.81

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 136: Costo de EPP en limpieza para el Subnivel Nico Sur

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.5	0.04
POR 1.6m se gasta			\$0.65

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 137: Costo de herramientas usadas en limpieza para el Subnivel Nico Sur

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	1	0.01
Pico de acero	0.01	1	0.01
Llave stillson 18"	0.06	1	0.06
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	1	0.06
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	1	0.08625
Juego de Llaves	0.003	1	0.00
Sub Total			0.23
Otros			0.02
POR 1.6m se gasta			\$0.25

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 138: Costo de limpieza para el Subnivel Nico Sur

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Carros U35	0.08	1.5	3	0.36
POR 1.6m se gasta				\$0.36

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 139: Costo total de limpieza para el Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 1.6m	\$39.07
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	24.42

Fuente: Elaboración Propia

8.5.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 140: Costo de mano de obra en instalación de servicios de aire y agua para el Subnivel Nico Sur

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
Costo por metro					\$2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 141: Costo de EPP en instalación de servicios de aire y agua para el Subnivel Nico Sur

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
Costo por metro					\$0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 142: Costo de herramientas y materiales usados en instalación de servicios de aire y agua para el Subnivel Nico Sur

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID.	UNID	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Unión Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	20	12.80	0.64
Unión Acople Recto de 2"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.21
Otros						0.06
Total						3.28

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 143: Costo total de instalación de servicios de aire y agua para el Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE SERVICIOS AIRE Y AGUA POR METRO DE AVANCE US\$/m	5.38
---	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.5.6. Costo en US\$ por metro de avance:

Tabla N° 144: Costo total por metro de avance del Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	49.66
Costo de voladura	42.90
Costo ventilación, aire comprimido y otros	71.95
Costo limpieza	24.42
Costo instalación aire/agua	5.38
Sub total	194.31
Otros (2%)	3.89
Total US\$/m	198.20

Fuente: Elaboración Propia

8.5.7. Costo en US\$ por tonelada producida:

Tabla N° 145: Tonelaje total producido por disparo

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ (m³)	Densidad (T/m³)	Tonelaje Total
2.3	1.6	0.6	2.208	2.94	6.49

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 146: Costo total por tonelada producida

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo (m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1.6	6.49	4.06	48.85

Fuente: Elaboración Propia

8.5.8. Costo total del Subnivel Nico Sur y el tonelaje total que produce:

Tabla N° 147: Costo total del Subnivel Nico Sur

COSTO TOTAL DEL SUBNIVEL NICO SUR		
Total de metros del Subnivel	Costo(US\$/m)	Costo total Subnivel Nico Sur (US\$)
91.8	198.20	\$18,194.48

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 148: Tonelaje total que produce el Subnivel Nico Sur

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCE EL SUBNIVEL NICO SUR	372.45	Toneladas
--	---------------	------------------

Fuente: Elaboración Propia

8.6. COSTO CORTADA NICO NORTE

A continuación veremos los costos de la Cortada Nico Norte, entre ellos el costo por cada operación, el costo por metro de avance y el costo total de toda la cortada.

8.6.1. Costo de perforación:

Tabla N° 149: Costo de mano de obra en perforación para la Cortada Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Residente	17.14	0.08	1.37
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 1.6m se gasta			\$53.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 150: Costo de EPP en perforación para la Cortada Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.09	3	0.27
Ayudante Jackleg (oficial)	0.09	3	0.27
Ingeniero Residente	0.08	0.08	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
POR 1.6m se gasta			\$0.61

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 157: Costo de explosivos y accesorios usados para la Cortada Nico Norte

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	9.61	Kg	33.635
Fulminantes	0.017	18	Unid	0.306
Mechas de Seguridad	0.050	126	pies	6.3
Mecha Rápida	0.500	10	m	5
Conectores	0.066	18	Unid	1.188
POR 1.6m se gasta				\$45.24

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 158: Costo total de voladura para la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR 1.6m	\$64.78
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	40.49

Fuente: Elaboración Propia

8.6.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 159: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para la Cortada Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	5.5	20.66
Mecánico/Eléctrico I	4.22	0.5	2.11
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.5	2.58
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	0.5	2.11
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	0.5	1.88
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
POR 1.6m se gasta			\$35.44

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 160: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para la Cortada Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	5.5	0.37
Mecánico/Eléctrico I	0.07	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.5	0.04
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	0.5	0.04
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
POR 1.6m se gasta			\$0.54

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 161: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para la Cortada Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	0.5	0.04
Sub Total			0.04
Otros			0.00
POR 1.6m se gasta			\$0.04

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 162: Costo de aire comprimido para la Cortada Nico Norte

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	5.5	107.38
POR 1.6m se gasta			\$107.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 163: Costo total de ventilación, regado, desatado y aire comprimido para la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 1.6m	\$143.41
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	89.63

Fuente: Elaboración Propia

8.6.4. Costo de limpieza:

Tabla N° 164: Costo de mano de obra en limpieza para la Cortada Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador Pala Neumática	4.04	1.5	6.05
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdía	10.58	0.25	2.64
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
POR 1.6m se gasta			\$41.98

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 165: Costo de EPP en limpieza para la Cortada Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador Pala Neumática	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
POR 1.6m se gasta			\$0.80

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 166: Costo de herramientas usadas en limpieza para la Cortada Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	1.5	0.01
Pico de acero	0.01	1.5	0.01
Llave stillson 18"	0.06	1.5	0.09
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	1.5	0.09
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	1.5	0.129375
Juego de Llaves	0.003	1.5	0.00
Sub Total			0.34
Otros			0.03
POR 1.6m se gasta			\$0.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 167: Costo de limpieza para la Cortada Nico Norte

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Eimco 12B	5.03	1.5	1	7.55
Carros U35	0.08	1.5	3	0.36
POR 1.6m se gasta				\$7.91

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 168: Costo total de limpieza para la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 1.6m	51.07
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	31.92

Fuente: Elaboración Propia

8.6.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 169: Costo de mano de obra en instalación de servicios de aire y agua para la Cortada Nico Norte

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
Costo por metro					\$2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 170: Costo de EPP en instalación de servicios de aire y agua para la Cortada Nico Norte

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
Costo por metro					\$0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 171: Costo de herramientas y materiales usados en instalación de servicios de aire y agua para la Cortada Nico Norte

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID.	UNID.	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Unión Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	20	12.80	0.64
Unión Acople Recto de 1"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.21
Otros						0.06
Total						3.28

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 172: Costo total de instalación de servicios de aire y agua para la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE SERVICIOS AIRE Y AGUA POR METRO DE AVANCE US\$/m	5.38
---	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.6.6. Costo de instalación de rieles:

Tabla N° 173: Costo de mano de obra en instalación de rieles para la Cortada Nico Norte

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	6	8.57	1.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	6	6.93	1.15
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	6	5.16	0.86
Costo por metro					\$7.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 174: Costo de EPP en instalación de rieles para la Cortada Nico Norte

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	6	0.04	0.006
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	6	0.04	0.006
Líder/Maestro/Capatáz	0.08	1	6	0.08	0.01
Costo por metro					\$0.10

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 175: Costo de herramientas y materiales usados en instalación de rieles para la Cortada Nico Norte

HERRAMIENTAS Y MATERIALES					
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US \$/UNID.	UNID.	TOTAL US\$
Llave corona 19"	0.01	2		2	0.04
Rieles de 25 lb.			19	2	38.00
Durmientes			4.2	9	37.80
Clavos de rieles			0.36	18	6.48
Eclisas			2.28	0.17	0.38
Pernos c/tuercas de riel			0.27	0.67	0.18
Martillo de 6 lb	0.01	2		2	0.04
Sub Total					82.92
Otros					1.66
Total por 6m					84.58
Total por m					\$14.10

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 176: Costo total de instalación de rieles para la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE RIELES POR METRO DE AVANCE US\$/m	21.30
--	--------------

Fuente: Elaboración Propia

8.6.7. Costo en US\$ por metro de la Cortada Nico Norte:

Tabla N° 177: Costo total por metro de avance de la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	55.36
Costo de voladura	40.49
Costo ventilación, aire comprimido y otros	89.63
Costo limpieza	31.92
Costo instalación aire/agua	5.38
Costo Instalación de rieles	21.30
Sub total	244.09
Otros (2%)	4.88
Total US\$/m	248.97

Fuente: Elaboración Propia

8.6.8. Costo total de la Cortada Nico Norte:

Tabla N° 178: Costo total de la Cortada Nico Norte

COSTO TOTAL DE LA CORTADA NICO NORTE		
Total de metros de la Cortada	Costo(US\$/m)	Costo total Cortada Nico Norte (US\$)
49.6	248.97	\$12,348.77

Fuente: Elaboración Propia

8.7. COSTO DE LAS GALERÍAS NICO NORTE

A continuación veremos los costos de las Galerías Nico Norte de los 4 niveles, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de todas las galerías y también el tonelaje tonal que producirán estas galerías.

8.7.1. Costo de perforación:

Tabla N° 179: Costo de mano de obra en perforación para las galerías Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Residente	17.14	0.08	1.37
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdía	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 1.6m se gasta			\$53.00

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 180: Costo de EPP en perforación para las galerías Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.09	3	0.27
Ayudante Jackleg (oficial)	0.09	3	0.27
Ingeniero Residente	0.08	0.08	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 1.6m se gasta			\$0.84

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 181: Costo de herramientas usadas en perforación para las galerías Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	3	0.03
Pico de acero	0.01	3	0.02
Martillo 6 lbs	0.01	3	0.03
Llave stillson 18"	0.06	3	0.18
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	3	0.19
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	3	0.25875
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	3	0.12375
Juego de Llaves	0.003	3	0.01
Sub Total			0.84
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.08
POR 1.6m se gasta			\$0.92

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 182: Costo de perforación para las galerías Nico Norte

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES/ TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Jackleg S-250	0.11	25	6.00	150	16.5
Lubricante					1.05
Barra cónica 4pies + broca	0.14	25	4.00	100	14
Barra cónica 6pies + broca	0.14	25	2.00	50	7
POR 1.6m se gasta					\$38.55

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 183: Costo total de perforación para las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 1.6m	\$93.31
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	58.32

Fuente: Elaboración Propia

8.7.2. Costo de voladura:

Tabla N° 184: Costo de mano de obra en voladura para las galerías Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1.5	6.33
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1.5	5.63
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$25.81

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 185: Costo de EPP en voladura para las galerías Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US \$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1.5	0.11
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$0.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 186: Costo de herramientas usadas en voladura para las galerías Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	1.5	0.002
Atacador	0.00	1.5	0.00
Sub Total			0.00
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.000
POR 1.6m se gasta			\$0.004

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 187: Costo de explosivos y accesorios usados para las galerías Nico Norte

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	10.25	Kg	35.875
Fulminantes	0.017	24	Unid	0.408
Mechas de Seguridad	0.050	168	pies	8.4
Mecha Rápida	0.500	10	m	5
Conectores	0.066	24	Unid	1.584
POR 1.6m se gasta				\$49.68

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 188: Costo total de voladura para las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR 1.6m	\$75.88
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	47.43

Fuente: Elaboración Propia

8.7.3. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 189: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las galerías Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	5.75	21.59
Mecánico/Eléctrico I	4.22	0.5	2.11
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1	4.22
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1	3.76
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
POR 1.6m se gasta			\$42.95

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 190: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las galerías Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	5.75	0.39
Mecánico/Eléctrico I	0.07	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1	0.08
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1	0.08
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.25	0.02
POR 1.6m se gasta			\$0.67

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 191: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las galerías Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 1.6m se gasta			\$0.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 192: Costo de aire comprimido para las galerías Nico Norte

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	5.75	112.26
POR 1.6m se gasta			\$112.26

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 193: Costo total en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 1.6m	\$155.97
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	97.48

Fuente: Elaboración Propia

8.7.4. Costo de limpieza:

Tabla N° 194: Costo de mano de obra en limpieza para las galerías Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador Pala Neumática	4.04	1.5	6.05
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Carrero	3.29	1.5	4.93
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdía	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$60.53

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 195: Costo de EPP en limpieza para las galerías Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador Pala Neumática	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Carrero	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$1.10

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 196: Costo de herramientas usadas en limpieza para las galerías Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	1.5	0.01
Pico de acero	0.01	1.5	0.01
Llave stillson 18"	0.06	1.5	0.09
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	1.5	0.09
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	1.5	0.129375
Juego de Llaves	0.003	1.5	0.00
Sub Total			0.34
Otros			0.03
POR 1.6m se gasta			\$0.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 197: Costo de limpieza para las galerías Nico Norte

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Eimco 12B	5.03	1.5	1	7.55
Carros U35	0.08	1.5	9	1.08
POR 1.6m se gasta				\$8.62

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 198: Costo total de limpieza para las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 1.6m	\$70.64
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	44.15

Fuente: Elaboración Propia

8.7.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 199: Costo de mano de obra en instalación de servicios de aire y agua para las galerías Nico Norte

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
Costo por metro					\$2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 200: Costo de EPP en instalación de servicios de aire y agua para las galerías Nico Norte

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
Costo por metro					\$0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 201: Costo de herramientas y materiales usados en instalación de servicios de aire y agua para las galerías Nico Norte

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID.	UNID.	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Unión Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	20	12.80	0.64
Unión Acople Recto de 1"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.21
Otros						0.06
Total						\$3.28

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 202: Costo total de instalación de servicios de aire y agua para las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL INSTALACION DE SERVICIOS DE AIRE Y AGUA POR METRO DE AVANCE US\$/m	5.38
---	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.7.6. Costo de instalación de rieles:

Tabla N° 203: Costo de mano de obra en instalación de rieles para las galerías Nico Norte

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Carrilano	3.66	2	6	7.32	1.22
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	6	8.57	1.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	6	6.93	1.15
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	6	5.16	0.86
Costo por metro					\$7.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 204: Costo de EPP en instalación de rieles para las galerías Nico Norte

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Carrilano	0.08	2	6	0.15	0.03
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	6	0.04	0.006
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	6	0.04	0.006
Líder/Maestro/Capatáz	0.08	1	6	0.08	0.01
Costo por metro					\$0.10

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 205: Costo de herramientas y materiales usados en instalación de rieles para las galerías Nico Norte

HERRAMIENTAS Y MATERIALES					
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID.	UNID.	TOTAL US\$
Llave corona 19"	0.01	2		2	0.04
Rieles de 25 lb.			19	2	38.00
Durmientes			4.2	9	37.80
Clavos de rieles			0.36	18	6.48
Eclisas			2.28	0.17	0.38
Pernos c/tuercas de riel			0.27	0.67	0.18
Cambios de via.			15	2	0.3
Martillo de 6 lb	0.01	2		2	0.04
Sub Total					83.22
Otros					1.66
Total para 6m					84.88
Total por m					\$14.15

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 206: Costo total de instalación de rieles para las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE RIELES POR METRO DE AVANCE US\$/m	21.35
--	--------------

Fuente: Elaboración Propia

8.7.7. Costo total en US\$ por metro:

Tabla N° 207: Costo total por metro de avance de las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	58.32
Costo de voladura	47.43
Costo ventilación, aire comprimido y otros	97.48
Costo limpieza	44.15
Costo instalación aire/agua	5.38
Costo Instalación de rieles	21.35
Sub total	274.11
Otros (2%)	5.48
Total US\$/m	279.60

Fuente: Elaboración Propia

8.7.8. Costo total en US\$ por tonelada producida:

Tabla N° 208: Tonelaje total producido por disparo en las galerías Nico Norte

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ(m³)	Densidad (T/m³)	Tonelaje Total
2.2	1.6	0.6	2.112	2.94	6.21

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 209: Costo total por tonelada producida en las galerías Nico Norte

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo (m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1.6	6.21	3.88	72.05

Fuente: Elaboración Propia

8.7.9. Costo total de las Galerías Nico Norte y el tonelaje total que producen:

Tabla N° 210: Costo total de las galerías Nico Norte

COSTO TOTAL DE LAS GALERIAS NICO NORTE		
Total de metros de la Galería	Costo(US\$/m)	Costo total Galería Nico Norte Nv 0 (US\$)
468.6	279.60	\$131,019.29

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 211: Tonelaje total que producen las galerías Nico Norte

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCEN LAS GALERIAS NICO NORTE	1818.54	Toneladas
--	----------------	------------------

Fuente: Elaboración Propia

8.8. COSTO DE LAS CHIMENEAS NICO NORTE

A continuación veremos los costos de las Chimeneas Nico Norte de los 4 niveles, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de todas las chimeneas y también el tonelaje tonal que producirán estas chimeneas.

8.8.1. Costo de perforación:

Tabla N° 212: Costo de mano de obra en perforación de las chimeneas Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	6	25.34
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	6	22.53
Ingeniero Residente	17.14	0.16	2.74
Ingeniero Seguridad	13.86	1	13.86
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1	10.58
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 2m se gasta			\$90.52

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 213: Costo de EPP en perforación de las chimeneas Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.17	6	0.99
Ayudante Jackleg (oficial)	0.17	6	0.99
Ingeniero Residente	0.08	0.16	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	1	0.08
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1	0.08
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 2m se gasta			\$2.38

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 214: Costo de herramientas usadas en perforación de las chimeneas Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Martillo 6 lbs	0.01	6	0.05
Llave stillson 18"	0.06	6	0.37
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	6	0.38
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	6	0.5175
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	6	0.2475
Juego de Llaves	0.003	6	0.02
Sub Total			1.58
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.16
POR 2m se gasta			\$1.74

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 215: Costo de perforación de las chimeneas Nico Norte

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES/ TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Stoper S-250	0.11	54	4.00	216	23.76
Lubricante					1.05
Barra cónica 2pies + broca	0.13	54	4.00	216	28.08
Barra cónica 4pies + broca	0.14	54	2.00	108	15.12
POR 2m se gasta					\$68.01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 216: Costo total de perforación de las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 2m	\$162.65
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	81.32

Fuente: Elaboración Propia

8.8.2. Costo de voladura:

Tabla N° 217: Costo de mano de obra en voladura para las chimeneas Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 2m se gasta			\$43.89

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 218: Costo de EPP en voladura para las chimeneas Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	3	0.46
Ayudante Jackleg (oficial)	0.15	3	0.46
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 2m se gasta			\$1.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 219: Costo de herramientas usadas en voladura para las chimeneas Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	3	0.003
Atacador	0.00	3	0.00
Sub Total			0.01
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.001
POR 2m se gasta			\$0.01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 220: Costo de explosivos y accesorios usados para las chimeneas Nico Norte

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	17.2	Kg	60.2
Fulminantes	0.017	52	Unid	0.884
Mechas de Seguridad	0.050	260	pies	13
Mecha Rápida	0.500	36	m	18
Conectores	0.066	52	Unid	3.432
POR 2m se gasta				\$92.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 221: Costo total de perforación de las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 2m	\$137.09
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	68.55

Fuente: Elaboración Propia

8.8.3. Costo de preparación:

Tabla N° 222: Costo de mano de obra en preparación para las chimeneas Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	10	42.23
Ayudante	3.76	10	37.55
Ayudante	3.76	6	22.53
Ingeniero Seguridad	13.86	1.5	20.79
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1.5	15.87
Líder/Maestro/Capatáz	5.16	3	15.47
POR 2m se gasta			\$154.45

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 223: Costo de EPP en preparación para las chimeneas Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	10	1.53
Ayudante	0.15	10	1.53
Ayudante	0.08	6	0.46
Ingeniero Seguridad	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1.5	0.11
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 2m se gasta			\$3.98

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 224: Costo de herramientas usadas en preparación para las chimeneas Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Comba de 6 lb	0.02	10	0.167
Comba de 25 lb	0.02	10	0.208
Arco trozador	0.02	10	0.208
Cinzel	0.08	10	0.833
Sub Total			1.42
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.142
POR 2m se gasta			\$1.56

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 225: Costo de materiales usados en preparación para las chimeneas Nico Norte

MATERIALES			
HERRAMIENTAS	US\$/unid	HORAS	TOTAL US\$
Palos 3m x 6"	7.14	4	28.560
Tablas de 3mx8"x2"	7.56	12	90.720
Listones de 1.5m	2.00	4	8.000
Escalera	11.00	1	11.000
Sub Total			138.28
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			13.828
POR 2m se gasta			\$152.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 226: Costo total de preparación de las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL DE PREPARACION POR 2m	\$312.09
COSTO TOTAL DE PREPARACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	156.05

Fuente: Elaboración Propia

8.8.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 227: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las chimeneas Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	20	75.11
Mecánico/Eléctrico I	4.22	1.5	6.33
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	5	21.11
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	5	18.78
Ingeniero Seguridad	13.86	0.75	10.39
Ingeniero Jefe de Gdía	10.58	0.75	7.93
POR 2m se gasta			\$147.40

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 228: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las chimeneas Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	20	1.35
Mecánico/Eléctrico I	0.07	1.5	0.10
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	5	0.77
Ayudante Jackleg (oficial)	0.15	5	0.77
Ingeniero Seguridad	0.08	0.75	0.06
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.75	0.06
POR 2m se gasta			\$3.22

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 229: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las chimeneas Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 2m se gasta			\$ 0.16

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 230: Costo de aire comprimido para las chimeneas Nico Norte

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	20	390.48
POR 2m se gasta			\$390.48

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 231: Costo total de ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 2m	\$541.26
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	270.63

Fuente: Elaboración Propia

8.8.5. Costo de limpieza:

Tabla N° 232: Costo de mano de obra en limpieza para las chimeneas Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Carrero	3.29	2	6.58
Ingeniero Seguridad	13.86	1	13.86
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1	10.58
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
POR 2m se gasta			\$75.63

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 233: Costo de EPP en limpieza para las chimeneas Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Carrero	0.08	2	0.15
Ingeniero Seguridad	0.08	1	0.08
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1	0.08
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
POR 2m se gasta			\$1.30

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 234: Costo de herramientas usadas en limpieza para las chimeneas Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	2	0.02
Pico de acero	0.01	2	0.01
Sub Total			0.03
Otros			0.00
POR 2m se gasta			\$0.04

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 235: Costo de limpieza de las chimeneas Nico Norte

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Carros U35	0.08	2	3	0.48
POR 2m se gasta				\$0.48

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 236: Costo total de limpieza de chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 2m	\$77.44
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	38.72

Fuente: Elaboración Propia

8.8.6. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 237: Costo de mano de obra en instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Norte

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdía	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
Costo por metro					\$2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 238: Costo de EPP en instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Norte

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdía	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
Costo por metro					\$0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 239: Costo de herramientas y materiales usados en instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Norte

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID	UNID	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Union Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	40	25.60	1.28
Union Acople Recto de 1"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.85
Otros						0.08
Total						3.93

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 240: Costo total de instalación de servicios de aire y agua para las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE SERVICIOS DE AIRE Y AGUA POR METRO DE AVANCE US\$/m	6.04
--	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.8.7. Costo total en US\$ por metro:

Tabla N° 241: Costo total por metro de avance de las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	81.32
Costo de voladura	68.55
Costo de preparación.	156.05
Costo ventilación, aire comprimido y otros	270.63
Costo limpieza	38.72
Costo instalación aire/agua	6.04
Sub total	621.30
Otros (2%)	12.43
Total US\$/m	633.73

Fuente: Elaboración Propia

8.8.8. Costo total en US\$ por tonelada producida:

Tabla N° 242: Tonelaje total producido por disparo en las chimeneas Nico Norte

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ (m ³)	Densidad (T/m ³)	Tonelaje Total
3	1	0.6	1.8	2.94	5.29

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 243: Costo total por tonelada producida en las chimeneas Nico Norte

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo (m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1	5.29	5.29	119.75

Fuente: Elaboración Propia

8.8.9. Costo total de las Chimeneas Nico Norte y el tonelaje total producido:

Tabla N° 244: Costo total de las chimeneas Nico Norte

COSTO TOTAL DE LAS CHIMENEAS NICO NORTE		
Total de metros de Chimeneas	Costo(US\$/m)	Costo total Chimeneas Nico Norte (US\$)
220	633.73	\$139,420.45

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 245: Tonelaje total que producen las chimeneas Nico Norte

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCEN LAS CHIMENEAS NICO NORTE	1164.24	Toneladas
--	---------	-----------

Fuente: Elaboración Propia

8.9. COSTO DE LOS SUBNIVELES NICO NORTE

A continuación veremos los costos de los Subniveles Nico Norte de los 4 niveles, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de todos los subniveles y también el tonelaje tonal que producirán estos subniveles.

8.9.1. Costo de perforación:

Tabla N° 246: Costo de mano de obra en perforación para los Subniveles Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3	12.67
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3	11.27
Ingeniero Residente	17.14	0.08	1.37
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$45.26

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 247: Costo de EPP en perforación para los Subniveles Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.09	3	0.27
Ayudante Jackleg (oficial)	0.09	3	0.27
Ingeniero Residente	0.08	0.08	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$0.73

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 248: Costo de herramientas usadas en perforación para los Subniveles Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	3	0.03
Pico de acero	0.01	3	0.02
Martillo 6 lbs	0.01	3	0.03
Llave stillson 18"	0.06	3	0.18
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	3	0.19
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	3	0.25875
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	3	0.12375
Juego de Llaves	0.003	3	0.01
Sub Total			0.84
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.08
POR 1.6m se gasta			\$0.92

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 249: Costo de perforación de los Subniveles Nico Norte

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES/ TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Jackleg S-250	0.11	21	6.00	126	13.86
Lubricante					1.05
Barra cónica 4pies + broca	0.14	21	4.00	84	11.76
Barra cónica 6pies + broca	0.14	21	2.00	42	5.88
POR 1.6m se gasta					\$32.55

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 250: Costo total de perforación de los Subniveles Nico Norte

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 1.6m	\$79.46
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	49.66

Fuente: Elaboración Propia

8.9.2. Costo de voladura:

Tabla N° 251: Costo de mano de obra en voladura para los Subniveles Nico Norte

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1.5	6.33
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1.5	5.63
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
Lider/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
POR 1.6m se gasta			\$25.81

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 252: Costo de EPP en voladura para los Subniveles Nico Norte

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1.5	0.11
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
Lider/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
POR 1.6m se gasta			\$0.27

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 253: Costo de herramientas usadas en voladura para los Subniveles Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	1.5	0.002
Atacador	0.00	1.5	0.00
Sub Total			0.00
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.000
POR 1.6m se gasta			\$0.004

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 263: Costo de herramientas usadas en limpieza para los Subniveles Nico Norte

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	1	0.01
Pico de acero	0.01	1	0.01
Llave stillson 18"	0.06	1	0.06
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	1	0.06
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	1	0.08625
Juego de Llaves	0.003	1	0.00
Sub Total			0.23
Otros			0.02
POR 1.6m se gasta			\$0.25

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 264: Costo de limpieza de los Subniveles Nico Norte

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Carros U35	0.08	1.5	3	0.36
POR 1.6m se gasta				\$0.36

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 265: Costo total de limpieza de los Subniveles Nico Norte

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 1.6m	\$39.07
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	24.42

Fuente: Elaboración Propia

8.9.5. Costo de instalación de servicios de aire y agua:

Tabla N° 266: Costo de mano de obra en instalación de servicios de aire y agua para los Subniveles Nico Norte

MANO DE OBRA					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Tubero	3.48	2	20	6.95	0.35
Ingeniero Seguridad	17.14	0.5	20	8.57	0.43
Ingeniero Jefe de Gdia	13.86	0.5	20	6.93	0.35
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	20	5.16	0.26
Costo por metro					\$2.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 267: Costo de EPP en instalación de servicios de aire y agua para los Subniveles Nico Norte

EPP					
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	METROS DE AVANCE	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Tubero	0.08	2	20	0.15	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	20	0.04	0.002
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	20	0.08	0.00
Costo por metro					\$0.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 268: Costo herramientas y materiales usados en instalación de servicios de aire y agua para los Subniveles Nico Norte

HERRAMIENTAS Y MATERIALES						
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	US\$/UNID	UNID	TOTAL US\$	TOTAL US\$/m
Llave stillson 24"	0.10	2		2	0.42	0.02
Unión Acople Recto de 1"			2.275	1	2.28	0.11
Tubería de 2"			2.09	20	41.80	2.09
Tubería de 1"			0.64	20	12.80	0.64
Unión Acople Recto de 2"			6.953	1	6.95	0.35
Sub Total						3.21
Otros						0.06
Total						\$3.28

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 269: Costo de instalación de servicios de aire y agua para los Subniveles Nico Norte

COSTO TOTAL DE INSTALACION DE SERVICIOS DE AIRE Y AGUA POR METRO DE AVANCE US\$/m	5.38
--	-------------

Fuente: Elaboración Propia

8.9.6. Costo total en US\$ por metro:

Tabla N° 270: Costo total por metro de avance de los Subniveles Nico Norte

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	49.66
Costo de voladura	42.83
Costo ventilación, aire comprimido y otros	71.95
Costo limpieza	24.42
Costo instalación aire/agua	5.38
Sub total	194.24
Otros (2%)	3.88
Total US\$/m	198.12

Fuente: Elaboración Propia

8.9.7. Costo total en US\$ por tonelada producida:

Tabla N° 271: Tonelaje total producido por disparo en los Subniveles Nico Norte

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ (m ³)	Densidad (T/m ³)	Tonelaje Total
2.3	1.6	0.6	2.208	2.94	6.49

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 272: Costo total por tonelada producida en los Subniveles Nico Norte

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo (m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1.6	6.49	4.06	48.83

Fuente: Elaboración Propia

8.9.8. Costo total de los Subniveles Nico Norte y el tonelaje total producido:

Tabla N° 273: Costo total de los Subniveles Nico Norte

COSTO TOTAL DE LOS SUBNIVELES NICO NORTE		
Total de metros de los Subniveles	Costo(US\$/m)	Costo total Subniveles Nico Norte (US\$)
425.3	198.12	\$84,262.19

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 274: Tonelaje total producido por los Subniveles Nico Norte

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCE LOS SUBNIVELES NICO NORTE	1725.53	Toneladas
--	---------	-----------

Fuente: Elaboración Propia

8.10. COSTO DE LAS TOLVAS NICO

A continuación veremos los costos de las Tolvas Nico, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de todas las tolvas y también el tonelaje tonal que producirán estas tolvas.

8.10.1. Costo de perforación:

Tabla N° 275: Costo de mano de obra en perforación para las Tolvas Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	4.5	19.00
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	4.5	16.90
Ingeniero Residente	17.14	0.16	2.74
Ingeniero Seguridad	13.86	1.5	20.79
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1.5	15.87
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 3m se gasta			\$90.78

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 276: Costo de EPP en perforación para las Tolvas Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.17	4.5	0.75
Ayudante Jackleg (oficial)	0.17	4.5	0.75
Ingeniero Residente	0.08	0.16	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1.5	0.11
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 3m se gasta			\$1.96

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 277: Costo de herramientas usadas en perforación para las Tolvas Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Martillo 6 lbs	0.01	0.5	0.00
Llave stillson 18"	0.06	0.5	0.03
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	4.5	0.28
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	4.5	0.388125
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	4.5	0.185625
Juego de Llaves	0.003	0.5	0.00
Sub Total			0.89
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.09
POR 3m se gasta			\$0.98

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 278: Costo de perforación para las Tolvas Nico

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES/ TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Jackleg S-250	0.11	42	4.00	168	18.48
Lubricante					1.05
Barra cónica 2pies + broca	0.13	42	4.00	168	21.84
Barra cónica 4pies + broca	0.14	42	2.00	84	11.76
POR 3m se gasta					\$53.13

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 279: Costo total de perforación de las Tolvas Nico

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR 3m	\$146.85
COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	48.95

Fuente: Elaboración Propia

8.10.2. Costo de voladura:

Tabla N° 280: Costo de mano de obra en voladura para las Tolvas Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	4.5	19.00
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	4.5	16.90
Ingeniero Seguridad	13.86	1.5	20.79
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1.5	15.87
Líder/Maestro/Capataz	5.16	3	15.47
POR 3m se gasta			\$88.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 281: Costo de EPP en voladura para las Tolvas Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	4.5	0.34
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	4.5	0.34
Ingeniero Seguridad	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	1.5	
Líder/Maestro/Capataz	0.08	3	0.23
POR 3m se gasta			\$1.03

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 282: Costo de herramientas usadas en voladura para las Tolvas Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	0.5	0.001
Atacador	0.00	0.5	0.00
Sub Total			0.00
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.000
POR 3m se gasta			\$0.001

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 283: Costo de explosivos y accesorios usados para las Tolvas Nico

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	26.7	Kg	93.45
Fulminantes	0.017	36	Unid	0.612
Mechas de Seguridad	0.050	180	pies	9
Mecha Rápida	0.500	24	m	12
Conectores	0.066	36	Unid	2.376
POR 3m se gasta				\$115.06

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 284: Costo total de voladura de las Tolvas Nico

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR 3m	\$204.12
COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	68.04

Fuente: Elaboración Propia

8.10.3. Costo de preparación:

Tabla N° 285: Costo de mano de obra en preparación para las Tolvas Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	19	80.23
Ayudante	3.76	19	71.35
Ayudante	3.76	19	71.35
Ingeniero Seguridad	13.86	2	27.72
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	2	21.16
Líder/Maestro/Capataz	5.16	4	20.63
POR 3m se gasta			\$292.45

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 286: Costo de EPP en preparación para las Tolvas Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	19	2.91
Ayudante	0.15	19	2.91
Ayudante	0.15	19	2.91
Ingeniero Seguridad	0.08	2	0.15
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	2	0.15
Líder/Maestro/Capataz	0.08	4	0.30
POR 3m se gasta			\$9.35

Fuente: Elaboración Propia**Tabla N° 287: Costo de herramientas usadas en preparación para las Tolvas Nico**

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Comba de 6 lb	0.02	19	0.317
Comba de 25 lb	0.02	4	0.083
Arco trozador	0.02	19	0.396
Cinzel	0.08	19	1.583
Sub Total			2.38
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.238
POR 3m se gasta			\$2.62

Fuente: Elaboración Propia**Tabla N° 288: Costo de materiales usados en preparación para las Tolvas Nico**

MATERIALES			
MATERIALES	US\$/unid	HORAS	TOTAL US\$
Palos 3m x 6"	7.14	3	21.420
Tablas de 3mx8"x2"	7.56	17	128.520
Sub Total			149.94
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			14.994
POR 3m se gasta			\$164.93

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 289: Costo total de preparación de las Tolvas Nico

COSTO TOTAL DE PREPARACION POR 3m	\$469.35
COSTO TOTAL DE PREPARACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	156.45

Fuente: Elaboración Propia

8.10.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 290: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las Tolvas Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	7.5	28.17
Mecánico/Eléctrico I	4.22	1.5	6.33
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1.5	7.74
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	3.5	14.78
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	3.5	13.14
Ingeniero Seguridad	13.86	1.5	20.79
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	1.5	15.87
POR 3m se gasta			\$106.82

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 291: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las Tolvas Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	7.5	0.51
Mecánico/Eléctrico I	0.07	1.5	0.10
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1.5	0.11
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.15	3.5	0.54
Ayudante Jackleg (oficial)	0.15	3.5	0.54
Ingeniero Seguridad	0.17	1.5	0.25
Ingeniero Jefe de Gdia	0.17	1.5	0.25
POR 3m se gasta			\$2.29

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 292: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las Tolvas Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 3m se gasta			\$0.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 293: Costo de aire comprimido para las Tolvas Nico

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	7.5	146.43
POR 3m se gasta			\$146.43

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 294: Costo total en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para las Tolvas Nico

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR 3m	\$255.63
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE US\$/m	85.21

Fuente: Elaboración Propia

8.10.5. Costo de limpieza:

Tabla N° 295: Costo de mano de obra en limpieza para las Tolvas Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador de pala	4.04	1	4.04
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Ingeniero Seguridad	13.86	0.3	4.16
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.3	3.17
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.3	1.55
POR 3m se gasta			\$22.78

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 296: Costo de EPP en limpieza para las Tolvas Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operador de pala	0.08	1	
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Ingeniero Seguridad	0.08	0.3	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.3	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.3	0.02
POR 3m se gasta			\$0.30

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 297: Costo de herramientas usadas en limpieza para las Tolvas Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US \$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Pico de acero	0.01	0.5	0.00
Sub Total			0.00
Otros			0.00
POR 3m se gasta			\$0.004

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 298: Costo de limpieza de las Tolvas Nico

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Eimco 12B	5.03	1	1	5.03
Carros U35	0.08	1	1	0.08
POR 3m se gasta				\$5.11

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 299: Costo total de limpieza de las Tolvas Nico

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR 3m	\$28.19
COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	9.40

Fuente: Elaboración Propia

8.10.6. Costo total en US\$ por metro:

Tabla N° 300: Costo total por metro de avance de las Tolvas Nico

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	48.95
Costo de voladura	68.04
Costo de preparación.	156.45
Costo ventilación, aire comprimido y otros	85.21
Costo limpieza	9.40
Sub total	368.05
Otros (2%)	7.36
Total US\$/m	375.41

Fuente: Elaboración Propia

8.10.7. Costo total en US\$ por tonelada producida:

Tabla N° 301: Tonelaje total por disparo de las Tolvas Nico

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ (m³)	Densidad (T/m³)	Tonelaje Total
1.5	1	0.6	0.9	2.94	2.65

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 302: Costo total por tonelada producida en las Tolvas Nico

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo(m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1	2.65	2.65	141.88

Fuente: Elaboración Propia

8.10.8. Costo total de las tolvas Nico y el tonelaje total producido:

Tabla N° 303: Costo total de las Tolvas Nico

COSTO TOTAL DE LAS TOLVAS INTERMEDIAS NICO		
Total de metros de Tolvas	Costo(US\$/m)	Costo total Tolvas Nico (US\$)
198	375.41	\$74,330.51

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 304: Tonelaje total producido en las Tolvas Nico

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCEN LAS TOLVAS INTERMEDIAS NICO	523.91	Toneladas
--	---------------	------------------

Fuente: Elaboración Propia

8.11. COSTO DE LOS TAJEOS NICO

A continuación veremos los costos de los Tajeos Nico, entre ellos el costo por cada operación, el costo por tonelada, el costo por metro de avance, el costo total de todos los tajos y también el tonelaje tonal que producirán estos tajos.

8.11.1. Costo de perforación:

Tabla N° 305: Costo de mano de obra en perforación para los Tajeos Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	6	25.34
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	6	22.53
Ingeniero Residente	17.14	0.08	1.37
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	1	5.16
POR 1m se gasta			\$66.62

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 306: Costo de EPP en perforación para los Tajeos Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.09	6	0.53
Ayudante Jackleg (oficial)	0.09	6	0.53
Ingeniero Residente	0.08	0.08	0.01
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	1	0.08
POR 1m se gasta			\$1.22

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 307: Costo de herramientas usadas en perforación para los Tajeos Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Martillo 6 lbs	0.01	6	0.05
Llave stillson 18"	0.06	6	0.37
Reducciones y válvulas (Jgo)	0.06	6	0.38
Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.09	6	0.5175
Manguera de 1/2" diámetro 30 mts	0.04	6	0.2475
Juego de Llaves	0.003	6	0.02
Sub Total			1.58
Otros: Sacab, barret, puntas, etc			0.16
POR 1m se gasta			\$1.74

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 308: Costo de perforación para los Tajeos Nico

PERFORACION					
MAQUINA Y ACCESORIOS	US\$/pie	N° TALADROS	PIES/ TALADRO	PIES PERF.	TOTAL US\$
Stoper S-250	0.11	54	4.00	216	23.76
Lubricante					1.05
Barra cónica 2pies + broca	0.13	54	4.00	216	28.08
Barra cónica 4pies + broca	0.14	54	2.00	108	15.12
POR 1m se gasta					\$68.01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 309: Costo total de perforación para los Tajeos Nico

COSTO TOTAL DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	137.58
--	---------------

Fuente: Elaboración Propia

8.11.2. Costo de voladura:

Tabla N° 310: Costo de mano de obra en voladura para los Tajeos Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	1.5	6.33
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	1.5	5.63
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.5	2.58
POR 1m se gasta			\$20.66

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 311: Costo de EPP en voladura para los Tajeos Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	1.5	0.11
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	1.5	0.11
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.5	0.04
POR 1m se gasta			\$0.30

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 312: Costo de herramientas usadas en voladura para los Tajeos Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Punzón	0.001	0.5	0.001
Atacador	0.00	1	0.00
Sub Total			0.00
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.000
POR 1m se gasta			\$0.002

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 313: Costo de explosivos y accesorios usados para los Tajeos Nico

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	US\$/unid	N° unidades		TOTAL US\$
Dinamitas	3.500	15.5	Kg	54.25
Fulminantes	0.017	52	Unid	0.884
Mechas de Seguridad	0.050	260	pies	13
Mecha Rápida	0.500	20	m	10
Conectores	0.066	52	Unid	3.432
POR 1m se gasta				\$78.13

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 314: Costo total de voladura de los Tajeos Nico

COSTO TOTAL DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE US\$/m	99.10
---	--------------

Fuente: Elaboración Propia

8.11.3. Costo de preparación:

Tabla N° 315: Costo de mano de obra en preparación para los Tajeos Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	2	8.45
Ayudante	3.76	2	7.51
Ayudante	3.76	2	7.51
Ingeniero Seguridad	13.86	0.5	6.93
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.5	5.29
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.5	2.58
POR 1m se gasta			\$38.27

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 316: Costo de EPP en preparación para los Tajeos Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	2	0.15
Ayudante	0.08	2	0.15
Ayudante	0.08	2	0.15
Ingeniero Seguridad	0.08	0.5	0.04
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.5	0.04
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.5	0.04
POR 1m se gasta			\$0.57

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 317: Costo de herramientas usadas en preparación para los Tajeos Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Comba de 6 lb	0.02	2	0.033
Comba de 25 lb	0.02	2	0.042
Arco trozador	0.02	2	0.042
Cinzel	0.08	2	0.167
Sub Total			0.28
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			0.028
POR 1m se gasta			\$0.31

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 318: Costo de materiales usados en preparación para los Tajeos Nico

MATERIALES			
HERRAMIENTAS	US\$/ unid	UNIDADES	TOTAL US\$
Palos 3m x 6"	7.14	1	7.140
Tablas de 3mx8"x2"	7.56	4	30.240
Sub Total			37.38
Otros: Soplete, Espaciadores y Tacos			3.738
POR 1m se gasta			\$41.12

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 319: Costo total de preparación de los Tajeos Nico

COSTO TOTAL DE PREPARACION POR METRO DE AVANCE US\$/m	80.27
--	--------------

Fuente: Elaboración Propia

8.11.4. Costo de aire comprimido, ventilación, regado y desatado:

Tabla N° 320: Costo de mano de obra en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para los Tajeos Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	3.76	6	22.53
Mecánico/Eléctrico I	4.22	0.25	1.06
Perforista Jackleg-stoper (minero)	4.22	2	8.45
Ayudante Jackleg (oficial)	3.76	2	7.51
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.25	1.29
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
POR 1m se gasta			\$46.94

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 321: Costo de EPP en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para los Tajeos Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Operario Compresora	0.07	6	0.41
Mecánico/Eléctrico I	0.07	0.25	0.02
Perforista Jackleg-stoper (minero)	0.08	2	0.15
Ayudante Jackleg (oficial)	0.08	2	0.15
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
POR 1m se gasta			\$0.78

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 322: Costo de herramientas usadas en ventilación, regado, desatado y aire comprimido para los Tajeos Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Barretillas	0.08	1	0.08
Sub Total			0.08
Otros			0.01
POR 1m se gasta			0.08

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 323: Costo de aire comprimido para los Tajeos Nico

AIRE COMPRIMIDO			
COMPRESORA	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Atlas Copco XAS 300	19.52	6	117.15
POR 1m se gasta			\$117.15

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 324: Costo total de ventilación, regado, desatado y aire comprimido para los Tajeos Nico

COSTO TOTAL VENTILACION,AIRE COMPRIMIDO,DESATADO Y REGADO POR METRO DE AVANCE US\$/m	164.96
---	---------------

Fuente: Elaboración Propia

8.11.5. Costo de limpieza:

Tabla N° 325: Costo de mano de obra en limpieza para los Tajeos Nico

MANO DE OBRA			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Carrero	3.29	1	3.29
Ingeniero Seguridad	13.86	0.25	3.46
Ingeniero Jefe de Gdia	10.58	0.25	2.64
Líder/Maestro/Capataz	5.16	0.25	1.29
POR 1m se gasta			\$30.42

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 326: Costo de EPP en limpieza para los Tajeos Nico

EPP			
PERSONAL	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Carrero	0.08	1	0.08
Ingeniero Seguridad	0.08	0.25	0.02
Ingeniero Jefe de Gdia	0.08	0.25	0.02
Líder/Maestro/Capataz	0.08	0.25	0.02
POR 1m se gasta			\$0.59

Tabla N° 327: Costo de herramientas usadas en limpieza para los Tajeos Nico

HERRAMIENTAS			
HERRAMIENTAS	US\$/HORA	HORAS	TOTAL US\$
Lampa minera	0.01	1	0.01
Pico de acero	0.01	1	0.01
Sub Total			0.02
Otros			0.00
POR 1m se gasta			\$0.02

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 328: Costo de limpieza de los Tajeos Nico

LIMPIEZA				
EQUIPOS	US\$/hora	N° horas	N° de unidades	TOTAL US\$
Carros U35	0.08	1	3	0.24
POR 1m se gasta				\$0.24

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 329: Costo total de limpieza de los Tajeos Nico

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA POR METRO DE AVANCE US\$/m	31.26
---	--------------

Fuente: Elaboración Propia

8.11.6. Costo total en US\$ por metro:

Tabla N° 330: Costo total por metro de avance en los Tajeos Nico

COSTO TOTAL POR METRO	
Costo de perforación	137.58
Costo de voladura	99.10
Costo de preparación.	80.27
Costo ventilación, aire comprimido y otros	164.96
Costo limpieza	31.26
Sub total	513.17
Otros (2%)	10.26
Total US\$/m	523.43

Fuente: Elaboración Propia

8.11.7. Costo total en US\$ por tonelada producida:

Tabla N° 331: Tonelaje total producido por disparo en los Tajeos Nico

TONELAJE POR DISPARO					
Longitud de perforación (m)	Profundidad efectiva (m)	Potencia de veta (m)	Volumen in situ(m³)	Densidad (T/m³)	Tonelaje Total
6	1	0.6	3.6	2.94	10.58

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 332: Costo total por tonelada producida en los Tajeos Nico

COSTO POR TONELADA			
Avance por disparo(m)	Tonelaje producido	Tonelaje producido/m	Costo (US\$/T)
1	10.58	10.58	49.45

Fuente: Elaboración Propia

8.11.8. Costo total de los tajeos Nico y el tonelaje total producido:

Tabla N° 333: Costo total de los Tajeos Nico

COSTO TOTAL DE LOS TAJOS NICO		
Total de metros de Tajos	Costo(US\$/m)	Costo total Tajeos Nico(US\$)
1358.7	523.43	\$711,186.21

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 334: Tonelaje total que producen los Tajeos Nico

TONELAJE TOTAL QUE PRODUCEN LOS TAJEOS NICO	14380.48	Toneladas
--	-----------------	------------------

Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO IX

9. ANÁLISIS ECONÓMICO

Este capítulo es el más importante de todos, porque en el presente se determinara la factibilidad del proyecto.

9.1. INVERSIÓN INICIAL: Para poner en marcha el proyecto se necesita una inversión inicial, la cual se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla N° 335: Cuadro de la Inversión Inicial requerida para el proyecto

INVERSION INICIAL		
COSTOS EN INFRAESTRUCTURAS	\$/.	27827.77
COSTOS EN SERVICIOS	\$/.	6542.95
COSTOS EN EQUIPOS DE PLANTA Y MINA	\$/.	327980
TOTAL	\$/. 	362350.72

Fuente: Elaboración Propia

9.2. INVERSIÓN EN EL 2º AÑO DE OPERACIÓN: Para el segundo año de operación mina, tendrán que adquirirse algunos equipos adicionales, para garantizar el cumplimiento del planeamiento, esta inversión se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla N° 336: Cuadro de la Inversión requerida después del primer año

COSTOS DE ADQUISICION DE EQUIPOS DESPUES DE 1 AÑO (INVERSION DESPUES DE 1 AÑO)			
EQUIPO	UNID.	PRECIO UNID (\$/.)	PRECIO TOTAL (\$/.)
Stoper-S250	2	5000	10000
Carros mineros U35	3	1500	4500
Pala Eimco 12B	2	20000	40000
TOTAL \$/.			54500

Fuente: Elaboración Propia

9.3. COSTO DE OPERACIÓN MINA: El costo en US\$/Ton será calculado de los costos obtenidos en el capítulo anterior.

9.3.1. Costos totales y tonelajes producidos por todas las labores de la Zona Nico:

Tabla N° 337: Cuadro de los costos y tonelajes totales producidos por la Zona Nico

LABORES MINERAS	TONELAJE TOTAL PRODUCIDO (Ton)	COSTO TOTAL (US\$)
Galería Nico Sur	391.18	\$27,993.82
Chimeneas Nico Norte	1164.24	\$139,420.45
Chimeneas Nico Sur	423.36	\$50,697.24
Galerías Nico Norte	1818.54	\$131,019.29
Subniveles Nico Norte	1725.53	\$84,262.19
Subniveles Nico Sur	372.45	\$18,194.48
Tajos Nico	14380.48	\$711,186.21
Tolvas Nico	523.91	\$74,330.51
TOTAL	20799.69	\$1,237,104.19

Fuente: Elaboración Propia

9.3.2. Costo en US\$ por tonelada producida para el proyecto Nico:

Tabla N° 338: Costo en US\$ por tonelada producida en la Zona Nico

Tonelaje Total Producido (Ton)	Costo Total (US\$)	Costo unitario Mina (US\$/Ton)
20799.69	\$1,237,104.19	59.48

Fuente: Elaboración Propia

9.4. COSTO DE TRANSPORTE DE MINERAL MINA-PLANTA:

Tabla N° 339: Costo en US\$ por tonelada transportada desde las estaciones de mineral hacia la planta

Costo Unitario de Transporte (US\$/Ton)	6.0
--	------------

Fuente: Costos de transporte de la unidad minera.

9.5. COSTO DE PLANTA CIP: EL COSTO DE PLANTA ES UN DATO OBTENIDO DE LA ACTUAL OPERACIÓN DE NUESTRA PLANTA DE 14 TON.

Tabla N° 340: Costo en US\$ por tonelada procesada por la planta CIP

Costo Unitario Planta CIP (US\$/Ton)	52.5
---	-------------

Fuente: Costos de planta de la Unidad minera.

9.6. DATOS METALÚRGICOS IMPORTANTES PARA LA EVALUACIÓN DEL PROYECTO:

Tabla N° 341: Datos metalúrgicos usados para la evaluación del proyecto

DATOS METALURGICOS	
DESCRIPCION	VALOR
% de Recuperación Planta CIP	82
% de Recuperación Desorción(Procesadora)	98
% Costo de desorción	1.428
Ley de cabeza considerada para el Proyecto	7.92

Fuente: Parámetros de la Planta CIP de la Unidad.

9.7. VIDA DE LA MINA: El planeamiento se ha dado para extraer 20 toneladas diarias. Con esto la vida de la Mina seria de 2.8 años.

9.8. TIEMPO DE OPERACIÓN DE LA PLANTA: La nueva planta va tener una capacidad de 14 toneladas diarias, esto quiere decir que su vida de operación es de 4.07 años.

9.9. VAN DEL PROYECTO: Con todos los datos anteriores y considerando el precio del oro desde octubre del 2010, hasta octubre del 2011, es decir a la actualidad. Se calculó el precio promedio, el cual nos da un valor de US\$/Oz 1500.80; y con esto se calcularan 50 VAN, pero considerando solo un rango de +/- 10% del precio promedio. De los 50 VAN se hallara el promedio y el riesgo del proyecto. La evaluación se hará mediante el método de Montecarlo y tendremos 28 ítems con sus respectivos rangos de precios.

Tabla N° 342: Cuadro de los precios del Oro

Fecha	Precio (US\$/Oz)	Fecha	Precio (US\$/Oz)	Fecha	Precio (US\$/Oz)
10/10/2010	1352.9	14/11/2010	1369	19/12/2010	1382.2
11/10/2010	1353.9	15/11/2010	1360.5	20/12/2010	1385
12/10/2010	1350.5	16/11/2010	1339.4	21/12/2010	1385.5
13/10/2010	1376.8	17/11/2010	1349.4	22/12/2010	1387
14/10/2010	1381.2	18/11/2010	1353.5	23/12/2010	1379.5
15/10/2010	1368.9	19/11/2010	1354.1	24/12/2010	1384.4
17/10/2010	1358.2	21/11/2010	1361.4	26/12/2010	1382.8
18/10/2010	1369.6	22/11/2010	1366.4	27/12/2010	1384.1
19/10/2010	1335.3	23/11/2010	1376.5	28/12/2010	1406.2
20/10/2010	1343.6	24/11/2010	1370.8	29/12/2010	1412.3
21/10/2010	1325.7	25/11/2010	1375.1	30/12/2010	1404.1
23/10/2010	1327.7	26/11/2010	1364.2	31/12/2010	1421.6
24/10/2010	1338.8	28/11/2010	1360.3	03/01/2011	1414.6
25/10/2010	1340.3	29/11/2010	1367.3	04/01/2011	1383.5
26/10/2010	1340.3	30/11/2010	1387.2	05/01/2011	1378.6
27/10/2010	1327.9	01/12/2010	1391.2	06/01/2011	1371.1
28/10/2010	1344.1	02/12/2010	1384.9	07/01/2011	1369.8
29/10/2010	1359.8	03/12/2010	1414.5	10/01/2011	1375.8
31/10/2010	1358.4	05/12/2010	1412.9	11/01/2011	1381.3
01/11/2010	1351.3	06/12/2010	1423.7	12/01/2011	1388
02/11/2010	1357.5	07/12/2010	1401.1	13/01/2011	1376.9
03/11/2010	1355.8	08/12/2010	1388.5	14/01/2011	1361.8
04/11/2010	1392.9	09/12/2010	1387	16/01/2011	1363.9
05/11/2010	1394.1	10/12/2010	1385.8	18/01/2011	1367.7
07/11/2010	1390	12/12/2010	1386	19/01/2011	1369.1
08/11/2010	1410.2	13/12/2010	1394.5	20/01/2011	1345.6
09/11/2010	1393	14/12/2010	1395.8	21/01/2011	1342.4
10/11/2010	1405.1	15/12/2010	1380.6	23/01/2011	1352
11/11/2010	1408.9	16/12/2010	1369.5	24/01/2011	1334.5
12/11/2010	1368.8	17/12/2010	1375.5	25/01/2011	1332.8

Fecha	Precio (US\$/Oz)	Fecha	Precio (US\$/Oz)	Fecha	Precio (US\$/Oz)
31/08/2011	1823.3	13/09/2011	1834.2	26/09/2011	1628
01/09/2011	1825.4	14/09/2011	1814.4	27/09/2011	1649.7
02/09/2011	1884.2	15/09/2011	1789.8	28/09/2011	1618.6
04/09/2011	1878.8	16/09/2011	1812.5	29/09/2011	1615.9
05/09/2011	1900.3	18/09/2011	1823.3	30/09/2011	1624.8
06/09/2011	1873.6	19/09/2011	1778.5	02/10/2011	1628.2
07/09/2011	1832.3	20/09/2011	1804.8	03/10/2011	1660.9
08/09/2011	1869.6	21/09/2011	1775.8	04/10/2011	1624.2
09/09/2011	1858.6	22/09/2011	1736.2	05/10/2011	1646.9
11/09/2011	1846.8	23/09/2011	1657.2		
12/09/2011	1814.4	25/09/2011	1629.7		

Fuente: www.Kitco.com

Nota: Los precios considerados para los cálculos están contenidos en el periodo comprendido desde el 10 de octubre del 2010 hasta el 05 de octubre del 2011.

Tabla N° 343: Cuadro de los rangos y probabilidades usadas para estimar el precio del Oro

RANGOS Y PROBABILIDADES USADAS PARA ESTIMAR EL PRECIO DEL ORO					
Items	Rango precio (Au/Oz)		P($X_i < x$)	Pacum($X_i < x$)	Marca Clase
1	1350	1360	0.17	0.17	1355
2	1360	1370	0.02	0.19	1365
3	1370	1380	0.02	0.21	1375
4	1380	1390	0.02	0.23	1385
5	1390	1400	0.02	0.25	1395
6	1410	1420	0.04	0.30	1415
7	1420	1430	0.02	0.32	1425
8	1430	1440	0.02	0.34	1435
9	1440	1450	0.02	0.37	1445
10	1450	1460	0.03	0.39	1455
11	1460	1470	0.03	0.42	1465
12	1470	1480	0.03	0.45	1475
13	1480	1490	0.03	0.47	1485
14	1490	1500	0.03	0.50	1495
15	1500	1510	0.03	0.52	1505
16	1510	1520	0.03	0.55	1515
17	1520	1530	0.03	0.58	1525
18	1530	1540	0.03	0.60	1535
19	1540	1550	0.03	0.63	1545
20	1550	1560	0.02	0.65	1555
21	1560	1570	0.02	0.68	1565
22	1570	1580	0.02	0.70	1575
23	1580	1590	0.02	0.72	1585
24	1590	1600	0.02	0.74	1595
25	1610	1620	0.04	0.79	1615
26	1620	1630	0.02	0.80	1625
27	1630	1640	0.02	0.82	1635
28	1640	1650	0.02	0.84	1645

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 344: Cuadro de cálculo de los precios estimados, para ser usados en los cálculos de los VAN.

PRECIO ESTIMADO DE ORO	
Detalle	(US\$/Oz)
Promedio	1500.8
Desv.Estandar	150.6
Precio Mínimo	1,314.9
Precio Máximo	1,900.30
Aleatorio	0.85
Iteraciones	301
Precio Estimado	1645

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 345: Hoja de cálculo para hallar el VAN del Proyecto

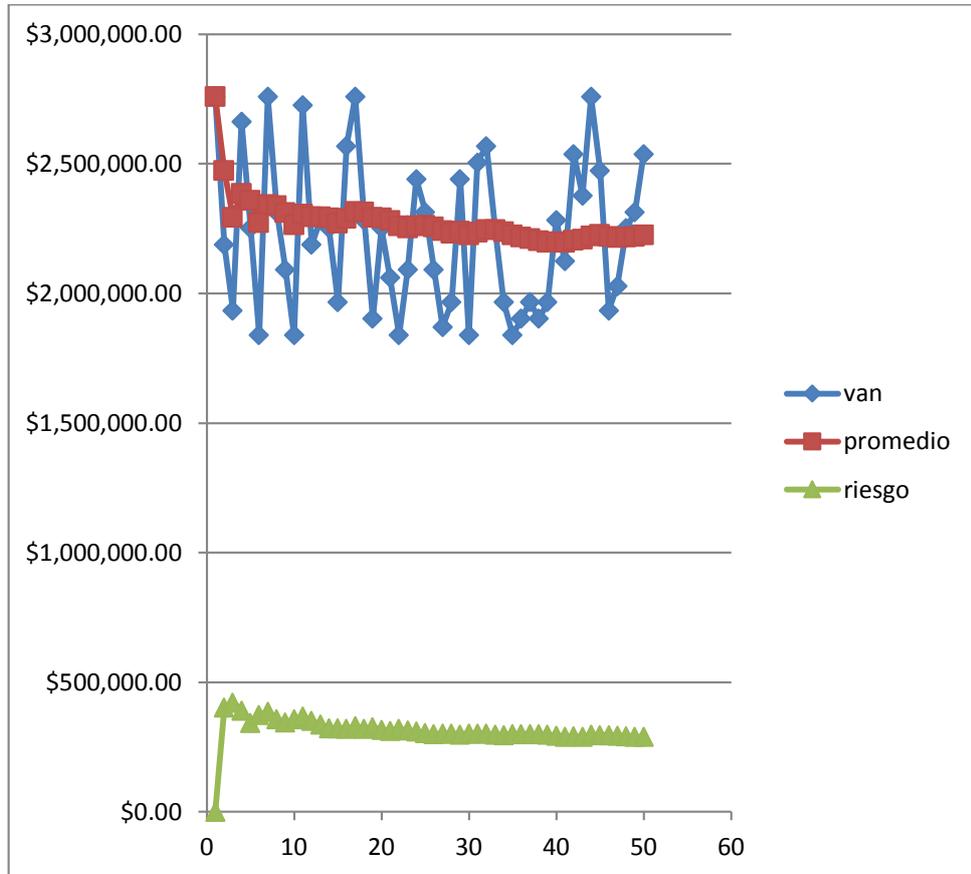
CALCULO DEL VAN PARA EL PROYECTO NICO					
Precio Aleatorio					1595
Inversión					362,351
Tasa Descuento (%)					0.1
VAN					\$ 2,600,258.23
Periodos	2011	2012	2013	2014	2015
Beneficio	365,960	803,782	858,282	1,137,853	875,517
Ingreso	749,722	1,668,588	1,668,588	1,668,588	1,088,664
Costo	383,762	864,806	810,306	530,736	213,147
Mina					
Tonelaje Mina (ton)	3,280	7,300	7,300	3,080	
Costo Mina (USD/ton)	59.48	59.48	59.48	59.48	
Costo transporte Mineral(M-P)	6.00	6.00	6.00	6.00	
Planta CIP					
Ley de Cabeza (%)	7.92	7.92	7.92	7.92	7.92
Tonelaje Mineral (ton)	2,296	5,110	5,110	5,110	3,334
Recuperación CIP	0.82	0.82	0.82	0.82	0.82
Costo Planta (USD/ton con)	52.5	52.5	52.5	52.5	52.5
Gramos de Au	14,918	33,203	33,203	33,203	21,663
Desorcion					
Recuperación Desorcion	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98
Gramos de Au	14620.04781	32538.521	32538.521	32538.521	21229.6339
Onzas de Au	470	1,046	1,046	1,046	683
Costo Desorcion Total	10706.02925	23827.4432	23827.4432	23827.4432	15546.1244
Gastos Administrativos					
Gastos -Oficina Lima	37742	84000	84000	55435	22566

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 346: Cuadro de los VAN Calculados

VAN CALCULADOS			
registro	van	promedio	riesgo
1	\$2,758,771.97	\$ 2,758,771.97	\$0.00
2	\$2,188,122.50	\$ 2,473,447.23	\$403,510.11
3	\$1,934,500.52	\$ 2,293,798.33	\$422,174.60
4	\$2,663,663.72	\$ 2,386,264.68	\$391,179.03
5	\$2,251,528.00	\$ 2,359,317.34	\$344,088.02
6	\$1,839,392.27	\$ 2,272,663.16	\$373,859.51
7	\$2,758,771.97	\$ 2,342,107.28	\$387,599.24
8	\$2,314,933.49	\$ 2,338,710.55	\$358,975.76
9	\$2,093,014.26	\$ 2,311,410.97	\$345,634.28
10	\$1,839,392.27	\$ 2,264,209.10	\$358,426.48
11	\$2,727,069.22	\$ 2,306,287.29	\$367,558.03
12	\$2,188,122.50	\$ 2,296,440.22	\$352,109.03
13	\$2,283,230.75	\$ 2,295,424.11	\$337,138.63
14	\$2,251,528.00	\$ 2,292,288.67	\$324,124.71
15	\$1,966,203.26	\$ 2,270,549.65	\$323,483.46
16	\$2,568,555.48	\$ 2,289,175.01	\$321,272.33
17	\$2,758,771.97	\$ 2,316,798.36	\$331,265.39
18	\$2,283,230.75	\$ 2,314,933.49	\$321,472.01
19	\$ 1,902,797.77	\$ 2,293,242.14	\$326,408.77
20	\$2,251,528.00	\$ 2,291,156.43	\$317,839.87
21	\$2,061,311.51	\$ 2,280,211.44	\$313,825.95
22	\$1,839,392.27	\$ 2,260,174.20	\$320,358.67
23	\$2,093,014.26	\$ 2,252,906.38	\$314,927.90
24	\$2,441,744.49	\$ 2,260,774.63	\$310,408.20
25	\$2,314,933.49	\$ 2,262,940.99	\$304,065.55

Gráfico N° 73: VAN Proyecto



Fuente: Elaboración Propia

CONCLUSIONES

1. En el aspecto legal toda la documentación está en regla otorgándose el título de concesión minera metálica **Capacho de Oro I** con código N° 01-03700-97 y su categoría de pequeño productor minero.
2. El yacimiento minero Capacho de Oro I es de fácil acceso, teniendo carretera hasta el denuncia e incluso hasta las bocaminas y la planta.
3. Según el estudio geológico realizado el yacimiento cuenta en una primera etapa con mineral probable con una ley promedio de 20.34 gr/ton. Como aún no se han definido las reservas probadas, castigamos esta ley en 50%, es decir para todos los cálculos se usó una ley de 10.17 gr/ton.
4. Después de realizar el desarrollo y la preparación del yacimiento, se podrán calcular las reservas probadas.
5. El precio del oro se mantiene estable y en crecimiento, e incluso ha pasado la barrera de los US\$ 1500.00 la onza, lo que garantiza que a corto y mediano plazo no habrá caídas bruscas en el precio de este metal.

6. El estudio de impacto ambiental semi detallado cumple con los requerimientos legales y se concluye que se ejecutara todo un programa de cierre de mina. Que se ve favorecida porque en la zona de explotación minera no hay terrenos de cultivo ni vegetación. En la parte baja está el valle que no será disturbada por el laboreo minero.
7. Los equipos a utilizar y las compras de los mismos se realizaran de acuerdo a las necesidades reales y racionales de la operación, permitiéndonos trabajar con baja inversión.
8. El método de explotación seleccionado CORTE Y RELLENO ASCENDENTE, CIRCANDO CON PERFORACION VERTICAL Y DESCARGA INMEDIATA DEL MINERAL SIN ALMACENAMINETO, es un método altamente selectivo y nos proporciona una buena estabilidad ya que los tajeos se rellenan de acuerdo al avance.
9. En pequeña minería se puede hacer programas de seguridad minera de bajo costo como el de los 5 puntos, buscando la seguridad de todos los trabajadores.
10. Es necesario la adquisición de una planta con capacidad de tratamiento de 14 toneladas por día; similar a la que tenemos en nuestras actuales operaciones, pero queda abierta la posibilidad de fabricar una nueva planta con una capacidad de 28 toneladas por día, pero para tomar esta decisión hay que realizar un estudio más detallado de los costos de planta.

11. En cuanto a la inversión en sostenimiento es prácticamente cero, debido a que se tiene rocas competentes.
12. El VAN promedio calculado es de US\$ 2,225,531.74 y el riesgo promedio es de US\$290,114.70, con lo cual tenemos un VAN promedio máximo de US\$ 2,515,646.45 y un VAN promedio mínimo de US\$ 1,935,417.04. En cualquiera de los casos se obtiene un VAN positivo.
13. Finalmente podemos concluir que este proyecto es viable y atractivo para poder ampliar nuestra Planta CIP de 14 toneladas por día.

RECOMENDACIONES

1. La empresa Minera Vicus SAC de capitales peruanos, debe considerar este estudio como la posibilidad de duplicar la producción actual, debido a que la inversión es relativamente baja y el yacimiento tiene mucho potencial.
2. Después de culminar con los desarrollos y preparación, se debe volver a evaluar el yacimiento con reservas probadas y evaluar el planeamiento inicial para mejorarlo si fuese necesario; también se debe de calcular un nuevo VAN.
3. Se debe realizar un estudio en Planta, para mejorar la recuperación, porque en la actualidad solo estamos recuperando aproximadamente el 82%.
4. Evaluar las leyes de los relaves que producirá el proyecto, para realizar el estudio de factibilidad del tratamiento de estos para recuperar otro porcentaje de oro, por medio de Pads de lixiviación o Heap Leaching.

5. Debido a los altos precios del oro, se debe buscar explorar en su totalidad el área de la concesión, la cual ya viene mostrando gran cantidad de vetas de mucho potencial.

BIBLIOGRAFIA

1. **EXSA (2010)**, “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”.
2. **INGEMMET**, “Boletín N° 26, Geología de los cuadrángulos de Barranca, Ambar, Oyón, Huacho, Huaral, y Canta”.
3. **Instituto de Ingenieros de Minas del Perú y La Facultad de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, Puno. (1999)**, “Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos”.
4. **Gitman – Editorial Limusa, S.A. Mexico**, “Análisis y evaluación de proyectos de inversión”.
5. **Lopez Jimeno Carlos (1997)**, “Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras”.
6. **Lopez Jimeno Carlos (2003)**, “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”.
7. **Montes de Oca Miguel (1996)**, “Topografía”.
8. **Samame Boggio Mario (1980)**, “El Perú minero, Yacimientos”.