

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**“FACTIBILIDAD DE MINADO DE MATERIAL  
MORRENICO EN LA MINA CORIHUARMI”**

**INFORME DE EXPERIENCIA PROFESIONAL  
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:  
OSWALDO ELIAS CONCEPCION DELFIN**

**ASESOR:  
ING. CARMEN ROSALIA MATOS AVALOS**

**Lima – Perú  
2013**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo lo dedico a mis padres,  
A mis hermanos, a mis hijos y amigos  
Que siempre estuvieron presentes  
Colaborando con sus consejos y  
Aportes a este proyecto

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a DIOS por permitirme estudiar en tan digna casa de estudio

A mis padres por su apoyo en los momentos más difíciles,

A mis hermanos por sus consejos para terminar este trabajo,

A mis amigos que siempre estuvieron presentes en el avance del informe,

A la ingeniera Carmen Matos Avalos por su apoyo incondicional

A la señorita Ydist Paulina Chamorro Malpartida por su apoyo incondicional

## RESUMEN

El proyecto fue adquirido en el 2002. Las perforaciones y los estudios de soporte se realizaron a lo largo de un periodo de 3 años seguidos de un Estudio de Impacto Ambiental y un estudio de factibilidad bancable. A principios del 2007 se completaron los permisos y en junio de 2007 se inició la construcción de la mina, planta y toda la infraestructura, seguida de la captación de fondos en el mercado de valores de Londres (AIM).

El objetivo principal del presente trabajo es realizar y determinar con los trabajos geológicos-metalúrgicos necesarios que demuestren y cuantifiquen el potencial económico así como la recuperación del material con contenidos económicos de Oro y Plata, para su posterior minado.

En el presente proyecto se ha contemplado el continuar la explotación de los tajos Susan y Diana (que considera la operación del sistema de chancado por las características propias del mineral de estos tajos) e incluir el mineral procedente de la zona del Tajo *Scree Slope* que se transportará directamente al Pad donde se realizará el denominado *blending* o mezcla con el mineral procedente de los tajos Susan y Diana. Esta nueva área denominada “Tajo *Scree Slope*” por su proximidad a la superficie y por el volumen de

mineral, será explotado a tajo abierto. Toda la explotación de mineral aurífero será mediante tecnología convencional de lixiviación por pilas.

Todas las operaciones necesarias para la implementación de este proyecto se desarrollarán con las instalaciones existentes dentro de los límites de las concesiones mineras, concesión de beneficio y derechos de uso que actualmente tiene Minera IRL S.A. y que conforman la Unidad Minera Corihuarmi. Dichas áreas se encuentran actualmente en uso y fueron evaluadas en el EIA y plan de Cierre aprobados por las autoridades competentes.

## **ABSTRACT**

The project was acquired in 2002. The perforations and the studies of support was conducted over a period of 3 years in a row of an Environmental Impact Study and a bankable feasibility study. At the beginning of the 2007 completed the permits and in June of 2007 was initiated the construction of the mine, plant and all the infrastructure, followed by raising funds in the stock market in London (AIM).

The main objective of the present work is to carry out and determine with geological work-necessary metallurgical to demonstrate and quantify the economic potential as well as the recovery of material with economic content of gold and silver, for later mined.

In this project has been referred to the continue the exploitation of the pits Susan and Diana (which considers the operation of the crushing system due to the characteristics of the ore of these cliffs) and include the ore from the area of the pit Scree slope that will be transported directly to the pad where will be the so-called blending or mixing with the ore from the pits Susan and Diana. This new area called "Tajo Scree Slope" by its proximity to the surface and the volume of ore, will be exploited to open pit. The whole farm gold ore will be using conventional technology of heap leach pad

The study determines that exploitation is feasible to start the stage of mined with a blending 2:1 (Material Scree Slope/Tajo Susan or Diana).

This work has been developed purely with information of the mine's operations corihuarmi accompanied with theoretical foundations related to the same

## INDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
INDICE	v
LISTA DE CUADROS	ix
LISTA DE FIGURAS	x
INTRODUCCION	1
<b>CAPITULO I: GENERALIDADES</b>	<b>3</b>
1.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA	3
<b>CAPITULO II: GEOLOGIA DEL YACIMIENTO</b>	<b>7</b>
2.1 GEOLOGIA REGIONAL	7
2.2 ESTRATIGRAFIA	9
2.2.1 Formación Chúlec – Pariatambo	9
2.2.2 Formación Jumasha	9

2.2.3 Formación Casapalca	10
2.2.4 Formación Sacsaquero	10
2.2.5 Formación Castrovirreyna	10
2.2.6 Formación Caudalosa	10
2.2.7 Formación Astobamba	11
2.2.8 Formación Auquivilca	11
2.2.9 Depósitos Cuaternarios	11
2.3 TECTONISMO	15
2.3.1 Falla de Motejato	16
2.3.2 Falla de Huaytapallana	16
2.4 GEOLOGÍA LOCAL	16
2.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	18
2.5.1 Fallas Mayores en Tajo Diana	19
2.5.2 Fallas Mayores en Tajo Susan	19
2.6 GEOLOGÍA ECONÓMICA	19
2.7 CONTROL GEOLOGICO-ALTERACIONES	21
2.7.1 Alteración y Mineralización	21
2.7.1.1 Alteración propilítica, ensamble	22
2.7.1.2 Alteración argílica intermedia, ensamble qtz-ill.-mont	22
2.7.1.3 Alteración argílica avanzada, ensamble	23
2.7.1.4 Alteración de sílice residual	23

### **CAPITULO III: FACTIBILIDAD DE MINADO DEL MATERIAL MORRENICO**

27

3.1 UBICACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO	27
3.2 TRABAJOS REALIZADO	27



3.2.1 Muestreo en Rock Chip – Zona Boulder	29
3.2.2 Calicatas	32
3.2.3 Perforación RCD	35
3.2.4 Calculo del Peso Específico	35
3.3.5 Calculo porcentaje de Humedad	38
3.2.5.1 Calculo Peso Específico	38
<b>IV. ANÁLISIS DE RESULTADOS</b>	<b>39</b>
4.1 ANALISIS MALLAS VALORADAS	39
4.2 RESULTADOS PRELIMINARES	43
<b>V. PRUEBAS METALÚRGICAS</b>	<b>44</b>
5.1 PRUEBA DE SOLUBILIDAD	44
5.2 PRUEBA LIXIVIACIÓN EN BOTELLA	45
5.3 PRUEBA DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA CORTA	46
5.4 PRUEBA DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA ALTA	47
5.5 PRUEBAS DE CIANURACION	50
<b>VI. RECURSOS MINERALES</b>	<b>54</b>
6.1 ESTIMACIÓN DE RECURSOS	54
6.2 DATOS UTILIZADOS	54
6.3 DOMINIO GEOLOGICO	55
6.4 MODELO DE BLOQUES	55
6.5 EVALUACION DE PARAMETROS ECONOMICOS: TIR, VPN	61
6.5.1 Estado de pérdida y ganancia Minera IRL 2010	61
6.5.2 Evaluación del VPN y Cálculo del B/C	63
6.5.3 Calculo del TIR	64
<b>VII: PROCESO DE MINADO SCREEP SLOPE</b>	<b>66</b>

7.1 CICLO DE MINADO DE LOS TAJOS DIANA Y SUSAN	66
7.1.1 Perforación	67
7.1.2 Voladura	67
7.1.3 Carguio	68
7.1.4 Acarreo	68
7.1.5 Descarga en Chancadora	70
7.1.6 Chancado de Mineral	70
7.1.7 Construcción Pila Mineral	71
7.2 INTRODUCCION	74
7.2 ALTERNATIVAS DE MINADO	74
<b>VIII: MEDIO AMBIENTE Y COMUNIDADES</b>	77
8.1 MEDIO AMBIENTE	77
8.1.1 Control Ambiental Durante la Operación	77
8.1.1.1 Pozas de Sedimentación	78
8.1.1.2 Sistemas de Contingencia	78
8.1.1.3 Monitoreo Ambiental	78
8.1.1.4 Residuos Sólidos	78
8.2 COMUNIDADES	79
8.2.1 Apoyo Con la Fuerza Laboral	79
8.2.2 Otros Apoyos	80
<b>IX: SISMICIDAD Y ESTABILIDAD DE TALUDES</b>	81
9.1 SISMICIDAD	81
9.1.1 Coeficiente Sísmico	83
9.2 ESTABILIDAD DE TALUDES	84
9.2.1 Metodología de Análisis	84

9.2.2 Criterio de Diseño	86
9.2.3 Evaluación Geotécnica de los Componentes de la Mina	86
9.2.4 Diseño de Taludes en el “SCREE SLOPE”	87
9.2.5 Diseño de Taludes en los Tajos Susan y Diana	88
CONCLUSIONES	89
RECOMENDACIONES	92
GLOSARIO	93
BIBLIOGRAFIA	97
ANEXOS	98

## **LISTAS CUADROS**

CUADRO 1: RESULTADOS DE MUESTRAS EN BOULDERS	30
CUADRO 2: COORDENADAS Y LEYES DE CALICATAS	33
CUADRO 3: RESULTADOS DE ANALISIS GRANULOMETRICOS	40
CUADRO 4: RESULTADOS DE PRUEBAS METALURGICAS	48
CUADRO 5: RESULTADOS PRUEBAS DE CIANURACION EN BOTELLAS	51
CUADRO 6: RESULTADOS PRUEBAS DE CIANURACION COLUMNAS CORTAS	52
CUADRO 7: CALCULO DE LEY DE CORTE	57
CUADRO 8: CALCULO DE RESERVA SCREEP SLOPE	60

## LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1: UBICACIÓN GEOGRAFICA	4
FIGURA 2: ACCESIBILIDAD	6
FIGURA 3: UNIDADES ESTRATIGRAFICAS	13
FIGURA 4: YACIMIENTO MINA CORIHUARMI ANTES DE OPERACIÓN	14
FIGURA 5: ZONEAMIENTO DE ALTERACION	25
FIGURA 6: ALTERACIONES HIDROTERMALES	26
FIGURA 7: UBICACIÓN DE MATERIAL MORRENICO	28
FIGURA 8: UBICACION DE LOS BOULDERS EN LA MORRENA	31
FIGURA 9: UBICACIÓN TOPOGRAFICA DE CALICATAS	34
FIGURA 10: DETERMINACION PESO ESPECIFICO	37
FIGURA 11: DETERMINACION PESO ESPECIFICO	37
FIGURA 12: DISTRIBUCION GRANULOMETRICA	41
FIGURA 13: VARIACION LEYES AU VS MALLAS	42
FIGURA 14: RESUMEN DE MUESTRAS POR CALICATAS	49
FIGURA 15: VARIACION COTIZACION VS LEY DE CORTE	58
FIGURA 16: VARIACION DE RECUPERACION VS LEY DE CORTE	59
FIGURA 17: VARIACION TASA DE INTERES VS VPN	64

FIGURA 18: VARIACION VPN VS LEY DE CORTE	65
FIGURA 19: CICLO DE MINADO	72
FIGURA 20: FLOW SHEET DE LAS OPERACIONES	73
FIGURA 21: COMUNIDADES DE INFLUENCIA DIRECTA E INDIRECTA	79

## INTRODUCCION

Se llaman minas a cielo abierto, a las explotaciones mineras que se desarrollan en la superficie del terreno, a diferencia de las subterráneas, que se desarrollan bajo ella.

Para la explotación de una mina a cielo abierto, a veces, es necesario excavar, con medios mecánicos o con explosivos, los terrenos que recubren o rodean la formación geológica que forma el yacimiento. Estos materiales se denominan, genéricamente, estéril, mientras que a la formación a explotar se le llama mineral. El estéril excavado es necesario apilarlo en escombreras fuera del área final que ocupará la explotación, con vistas a su utilización en la restauración de la mina una vez terminada su explotación.

Las minas a cielo abierto son económicamente rentables cuando los yacimientos afloran en superficie, se encuentran cerca de la superficie, con un recubrimiento pequeño o la competencia del terreno no es estructuralmente adecuada para trabajos subterráneos (como ocurre con la arena o la grava). Cuando la

profundidad del yacimiento aumenta, la ventaja económica del cielo abierto disminuye en favor de la explotación mediante minería subterránea. Debido a que remover el desmonte de los taludes del tajo para obtener una tonelada de “ore” debajo del punto de equilibrio (*break even point*) *open pit/underground mining* hace mas rentable una explotación *underground*.

Las innovaciones técnicas que ha experimentado la minería a partir de la segunda mitad del presente siglo han modificado radicalmente la actividad, de modo que se ha pasado del aprovechamiento de vetas subterráneas de gran calidad a la explotación en minas a cielo

El área de estudio se ubica en la parte S-SW del Tajo Susan y S-SE del Tajo Diana, la cual está constituida principalmente por material morrénico/coluvial, en área de 15Ha. Producto de la acumulación del material mineralizado de las partes altas de los tajos Susan y Diana.

Este trabajo se realiza con la finalidad de incrementar los recursos, hasta el momento ubicados en los tajos Diana y Susan. Por otro lado se hacen los cálculos de reserva porque es una zona que permite un minado sin necesidad de explosivos en su extracción.

El presente trabajo es producto de trabajos realizados por el área de geología, análisis metalúrgicos realizados en el laboratorio metalúrgico, por mi parte fue la aportación de cómo se realizaría el blending en la zona de descarga y también la manera de minar en ambos frentes que se necesitan para obtener una combinación adecuada del material y su posterior recuperación en la pila de lixiviación



## **CAPITULO I: GENERALIDADES**

### **1.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA**

El Proyecto se encuentra en la circunscripción político-administrativa del distrito de Chongos Alto y Huantan, provincias de Huancayo y Yauyos, región Junín y Lima respectivamente; al noroeste de las lagunas Coyllorcocha y Huichicocha, en las tierras Comunales de las comunidades campesinas de Atcas y Huantan.

La Mina de Oro Corihuarmi está localizada a 160 km al sureste de Lima, Perú, a una altitud de aproximadamente 5.000 metros sobre el nivel del mar.

La mina Corihuarmi es un proyecto de explotación de oro ubicada entre el distrito de Chongos Alto, provincia de Huancayo, región Junín; y el distrito de Huantán, provincia de Yauyos, región Lima. El Proyecto tiene como coordenadas referenciales en UTM 8.610.216 N y 439.856 E, a una altitud de aproximadamente 5000 msnm.

Coordenadas UTM
439.600 - E / 8.610.300 - N
Departamento: Lima
Provincia: Lima
Distrito: Huantan
Altitud
4.600 a 5.100 msnm

**FIGURA 1: UBICACIÓN GEOGRAFICA**



Fuente: Geología Mina Corihuarmi.

Existen dos rutas alternativas para llegar a la Unidad Minera Corihuarmi, desde la ciudad de Lima:

La primera, partiendo de Lima a través de la Carretera Central hasta la ciudad de Huancayo, completando 330km de recorrido en un promedio de 6 horas. Luego se recorren los tramos Huancayo-Vista Alegre-Corihuarmi, ambos en vías afirmadas, recorriendo 115 km en aproximadamente 4 horas. Totalizando así 445 km en 10 horas de viaje.

La segunda se realiza en 3 tramos: Se parte de Lima rumbo a Lunahuaná, pasando la provincia de Cañete, sobre 145km de vía asfaltada en un aproximado de 2,5 horas. El siguiente tramo es Lunahuaná-Desvío Yauyos-Llapay, sobre 155 km de vía afirmada en 4 horas de promedio de viaje. Y el tramo final es Llapay-San Valentín-Corihuarmi, también sobre vía afirmada, recorriendo 70km en 3,5 horas. Totalizando 370km en 10 horas.

FIGURA 2: ACCESIBILIDAD



Fuente: Ingemmet

## **CAPITULO II: GEOLOGIA DEL YACIMIENTO**

El depósito de Corihuarmi está compuesto por rocas volcánicas intermedias a ácidas presentando afloramientos dacíticos de secuencias estériles y mineralizadas cuyas características topográficas notables asociadas con las rocas volcánicas se encuentran hidrotermalmente alteradas por fluidos de composición silícea las cuales se encuentran muchas veces rodeadas por un halo de alteración argílica y con zonas de alteración propilítica en la periferia.

Corihuarmi es un depósito epitermal de alta sulfuración, con mineralización diseminada de oro y plata. Hospedada dentro de una secuencia volcánica terciaria de composición andesítica-dacítica.

### **2.1 GEOLOGÍA REGIONAL**

La Geología Regional de los Andes peruanos está relacionada a la dinámica de la tectónica de placas que se evidencia por grandes procesos geomorfológicos, lito-estratigráficos, estructurales y geodinámicos. Este fenómeno geológico en muchos periodos compresivos dio origen a la Cordillera de los Andes.

La zona de convergencia en la costa peruana se presenta en una zona del tipo de margen continental activo producto de la subducción de la placa tectónica de Nazca hacia la plataforma continental sudamericana. Este proceso se inicia en la zona de subducción (alta temperatura y densidad) en la que la roca se funde produciéndose un magma de composición intermedia a ácida el cual asciende e intruye sucesivamente por el impulso de las fuerzas tectónicas originando reacciones que altera y muchas veces mineraliza su entorno litoestratigráfico-geomorfológico.

La mina Corihuarmi se ubica al Norte del “Cinturón epitermal oro-plata del sur del Perú”, en el sector Oeste de la Cordillera de los Andes, encontrándose principalmente dos zonas mineralizadas: Susan y Diana, las cuales corresponden a un modelo epitermal de alta sulfuración emplazadas en rocas volcánicas dacíticas terciarias, asimismo en este ambiente de caldera volcánica se encuentran brechas, tufos y piroclastos.

Las características topográficas dominantes son afloramientos silíceos de gran altura alineados en una dirección NW-SE. Se sabe además que el sistema de los fluidos hidrotermales responsables de la mineralización de oro fue proveído mediante la coincidente intersección de las tendencias de fallas regionales NW, NE y EW.

## **2.2 ESTRATIGRAFÍA**

La estratigrafía en la zona del proyecto está principalmente representada por afloramientos de secuencias volcánicas-sedimentarias de edades Cenozoicas, las cuales se extienden al lado E, SE y S; asimismo existen secuencias sedimentarias carbonatadas del Mesozoico que afloran en el lado N, NE y E del proyecto, las cuales en su mayoría están cubiertas por material Cuaternario.

### **2.2.1 Formación Chúlec - Pariatambo (Ki-chp):**

Esta secuencia sedimentaria se encuentra constituida por una secuencia de calizas arenosas, areniscas calcáreas, alternadas con horizontes de margas, lutitas y en ocasiones con niveles de lutitas carbonosas. Presentan fuertes plegamientos con dirección NO-SE. En superficie se presenta muy fracturada y regularmente alterada, se le asigna una edad del Cretáceo Inferior.

### **2.2.2 Formación Jumasha (Ks-j):**

Esta formación presenta una litología de estratificación regularmente maciza con calizas grises y en algunas zonas se puede presentar como una secuencia lajosa de calizas oscuras; se encuentra sobreyaciendo a la formación Chulec-Pariatambo.

### **2.2.3 Formación Caspalca (KsTi-c):**

Esta formación está representada por afloramientos de areniscas y limonitas rojas, con algunos planos de areniscas más finas y conglomerados calcáreos cuarzosos.

### **2.2.4 Formación Sacsaquero (Tm-ss):**

Esta formación constituye una secuencia volcánica-sedimentaria, principalmente constituida por derrames andesíticos, tobas, areniscas y rocas limosas-argiláceas. Esta aparece a elevaciones menores, principalmente en la zona oeste del proyecto.

### **2.2.5 Formación Castrovirreyna (Ts-c):**

Esta formación se encuentra sobreyaciendo en discordancia erosional con la formación Sacsaquero y presenta lavas volcánicas en la base, aglomerados volcánicos, secuencia sedimentaria piroclástica, y hacia la parte superior brechas tobáceas alternadas con tobas y limos arenosos.

### **2.2.6 Formación Caudalosa (Ts-c):**

Esta es una secuencia volcánica, principalmente constituida por piroclastos, flujos andesíticos, riolacitas y flujos de brechas andesíticas intercaladas con areniscas tobáceas y piroclastos.



### **2.2.7 Formación Astobamba (Ts-as):**

Esta es una secuencia volcánica constituida por flujos andesíticos, tobas ignimbríticas, piroclastos, y dacíticas intrusivas. Está principalmente distribuida en una zona meridional, coronando los picos principales, como el cerro Cayhua y en el lado E-SE se encuentra los tajos Susan y Diana. Estos afloramientos presentan grados variables de una intensa alteración hidrotermal típicos de un sistema de alta sulfuración.

### **2.2.8 Formación Auquivilca (Ts-a):**

Esta formación se encuentra sobreyaciendo en discordancia a la formación Caudalosa con la cual se interdigitan localmente y está constituida por rocas tobáceas macizas, en la parte superior areniscas y limoarcillitas intercaladas con calizas y tobas sueltas.

### **2.2.9 Depósitos Cuaternarios:**

Se encuentran ampliamente distribuidos regionalmente, constituidos por depósitos morrénicos y coluviales, en algunos casos afectados por procesos de remoción y deposición. Dependiendo del principal agente de transporte, se tornan en depósitos fluvial-glaciales, coluvial-glaciales y coluvial-aluviales. Además, algunos afloramientos han sido fuertemente alterados y erosionados, originando suelos residuales.

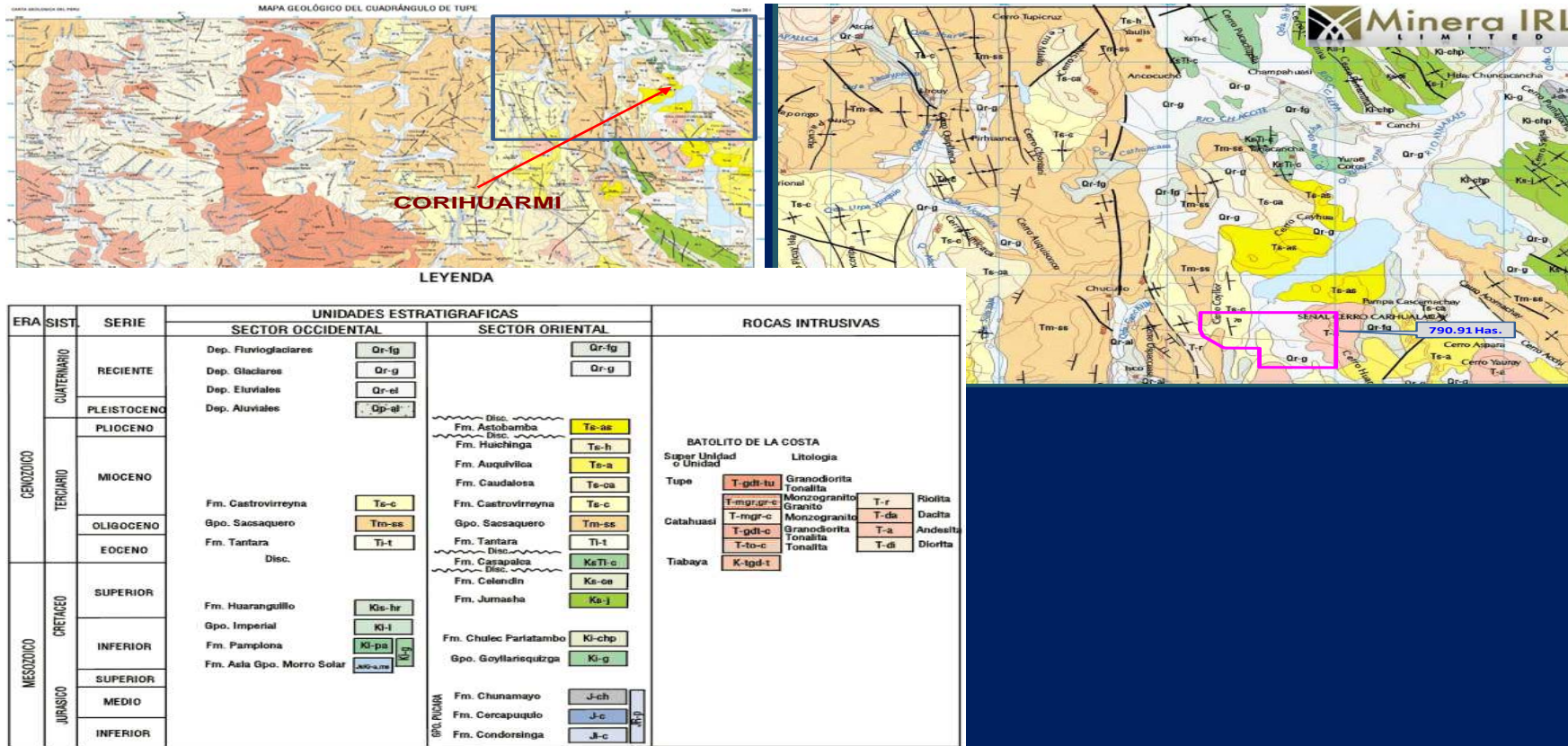
Los depósitos morrénicos están distribuidos en los extremos oeste y este de la zona del proyecto. En el lado oeste, estos depósitos están emplazados en el fondo

del valle. En el lado este y a lo largo de colinas que cruzan el camino de acceso al proyecto son más angostos. Estos depósitos están compuestos por gravas subangulares a subredondeadas y bloques medianos, en una matriz de grava fina, arenosa y limosa.

Los depósitos fluvio-glaciales están extendidos en una banda paralela al río Chacote, conformando terrazas y conos aluviales por sobre los cuales se emplazan depósitos pantanosos. Los depósitos coluvio-glaciales están ubicados en taludes moderados a suaves, donde los depósitos morrénicos han sido redepositados, y están compuestos por gravas arenosas, con bolonería mayormente angular a subangular. Además, se han reconocido depósitos pequeños de grava limosa-arenosa, incluyendo clastos angulares, que se extienden como conos de deslizamientos menores.

Con respecto a los suelos residuales, están principalmente expuestos en la parte Este del área, constituidos principalmente por gravas arcillosas-arenosas, marrones a grises azuladas.

FIGURA 3: UNIDADES ESTRATIGRAFICAS



Fuente: Mapa Geológico del Cuadrángulo de Tupa

**FIGURA 4: YACIMIENTO MINA CORIHUARMI ANTES DE OPERACION**



Fuente: Archivos Minera IRL

## 2.3 TECTONISMO

En el territorio peruano la sismicidad es principalmente producto de la subducción de la placa de Nazca por debajo de la placa Continental a lo largo de la costa peruana, con un índice de convergencia de aproximadamente 10 cm/año.

De acuerdo con el estudio de riesgo sísmico realizado específicamente para el Proyecto Corihuarmi, la sismicidad histórica y el recuento de los sismos más importantes muestran que en la zona de estudio han ocurrido movimientos sísmicos con intensidades hasta de grado VI en la Escala de Mercalli Modificada (MMI). De cualquier modo, se debe anotar que la zona del proyecto está escasamente poblada y se podrían dar intensidades más altas, sin que haya registros históricos.

La distribución espacial de los sismos instrumentales indica que existe una mayor actividad sísmica en la zona de subducción de la costa.

En el continente, las profundidades focales de los sismos de subducción se incrementan siguiendo el buzamiento de las placas de contacto, aproximadamente con un ángulo de 30 grados en esta región.

En la zona continental, también existe actividad sísmica, generada en la mayoría de los casos por sistemas de fallas activas que en esta región están conformadas predominantemente por la falla Huaytapallana y el sistema de fallas subandinas.



### **2.3.1 Falla de Motejato:**

Esta falla se localiza al SE de San Vicente de Cañete (Ica) y se orienta en dirección acimutal de N290° y N305° con ángulo de buzamiento entre 65 y 85 grados en dirección Norte. Esta falla es de tipo normal y alcanza un salto vertical de siete metros.

### **2.3.2 Falla de Huaytapallana:**

Esta falla se localiza en la Cordillera del mismo nombre al Noreste de la ciudad de Huancayo y tiene una orientación NW-SE y con un ángulo de buzamiento de 50 grados en dirección NE Esta falla es de tipo inverso y está compuesta por dos tramos de 4,5 y 9,5km de largo visibles en superficie con un salto vertical de 1,7 a 2m.

## **2.4 GEOLOGÍA LOCAL**

El depósito de Corihuarmi está compuesto por rocas volcánicas intermedias a ácidas presentando afloramientos dacíticos de secuencias estériles y mineralizadas cuyas características topográficas notables asociadas con las rocas volcánicas se encuentran hidrotermalmente alteradas por fluidos de composición silícea las cuales se encuentran muchas veces rodeadas por un halo de alteración argílica y con zonas de alteración propilítica en la periferia.

Los depósitos de oro sobre los cuales se desarrolla el Proyecto Corihuarmi se encuentran sobre dos afloramientos conocidos: Susan y Diana, ambos están compuestos por sílice masiva o cavernosa (dacitas silicificadas). El contenido de

sílice en la zona mineralizada puede ser 90% o más asociándose el oro a la sílice cavernosa, sin embargo no toda la sílice cavernosa se encuentra mineralizada ya que adicionalmente en el Tajo Diana se encuentran zonas mineralizadas con débil a media alteración argílica.

El depósito Susan cubierto superficialmente por sílice estéril representa probablemente el estado final de la deposición hidrotermal donde el contenido de oro es notablemente uniforme a través de las decenas de metros de grosor con leyes altas hacia la parte norte (zonas de brechas) y con leyes menores hacia el SE. En Susan y Diana, las cubiertas con leyes mayores a 0,4g/t de Au tienen de 15 m a 50m de espesor con orientación SE, siendo Diana más dura y silicificada que Susan. En ambos afloramientos, dentro de la cubierta mineralizada las mejores leyes se encuentran en los niveles superiores al NW de Susan y al SW de Diana, con una tendencia negativa siguiendo el buzamiento pudiendo estar relacionado con la ubicación del sistema de alimentación de oro.

El fracturamiento regional es un típico tectonismo por bloques con un sistema conjugado de orientación andina (N-NW) y otros de orientaciones W-E y NE-SW que controlan el campo estructural del yacimiento, asociadas también a fracturas de bajo ángulo que forman paleo-conductos o feeders por donde ascendieron los fluidos mineralizantes. Estas estructuras presentan goethita y jarosita así como óxidos limoníticos residuales y constituyen controles importantes de la mineralización.

La oxidación se encuentra presente en toda la zona mineralizada, caracterizándose las brechas hidrotermales y la roca de matriz silíceo cavernosa por presentar

óxidos de hierro a veces muy intensas generalmente dando a la roca una textura porosa excepto en áreas con presencia de sílice masiva. Por otro lado la mineralización contiene bajos contenidos de cobre (5-20 ppm) y particularmente el Tajo Diana presenta pátinas de azufre nativo y en los límites de la mineralización altos contenidos de pirita.

## **2.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

Está ubicado en el arco magmático Occidental Andino y relacionada con la actividad plutónica-magmática originada por la convergencia de la Placa Oceánica de Nazca con la Sudamericana, todo ello dentro del ambiente tectónico del arco interno continental.

Así, de acuerdo a la interpretación satelital a escala 1:100.000 el proyecto está ubicado en el margen estructural de una posible caldera volcánica, con un patrón estructural dominante de un típico tectonismo de bloques elongada en dirección NW-SE y conformada por rocas de composición intermedia-ácida y otros de “suturas tensionales” W-E y NE-SW que, al parecer, constituyen el principal control de ascenso tanto del material magmático como de los fluidos ácidos relacionados a la mineralización de Au; de ahí, que el yacimiento Corihuarmi exhiba un control estructural en la ubicación de los cuerpos centrales del sistema.

Dentro de la zona en estudio ha sido posible ubicar las siguientes estructuras:



### **2.5.1 Fallas Mayores en Tajo Diana:**

Se identificó una falla importante en el Tajo Diana, la cual se encuentra entre el límite Diana y la franja Eli. El movimiento normal puede ser deducido por zonas de fractura dislocadas. La falla expresiva se localiza en la pared oriental con un buzamiento NW y ángulo promedio de 20 grados.

### **2.5.2 Fallas Mayores en Tajo Susan:**

Este afloramiento es el más afectado por el fallamiento, identificándose varias fallas o zonas de fallas, todas ellas principalmente de bajo ángulo con buzamientos que oscilan entre 10 a 40 grados, con dirección principal NW-SE (310-350 grados) con buzamientos hacia el NE, conjugadas con otras de dirección W-E (260-280 grados) y NE-SW (30-50 grados) de buzamiento principal hacia el SE. Las cuales en partes conjugan con algunas fallas menores de dirección NE-SW de buzamiento alto (75-90 grados).

## **2.6 GEOLOGÍA ECONÓMICA**

Está ubicado en el arco magmático Occidental Andino y relacionada con la actividad plutónica-magmática originada por la convergencia de la Placa Oceánica de Nazca con la Sudamericana, todo ello dentro del ambiente tectónico del arco interno continental.

Corihuarmi está caracterizado como un típico yacimiento epitermal de alta sulfuración, conteniendo mineralización diseminada de oro y plata emplazado en rocas volcánicas de edad terciaria. Se tiene dos principales cuerpos mineralizados

denominados Susan y Diana, siendo el primero el más grande y elevado, en las cuales se vienen desarrollando los dos principales tajos de producción.

Ambos cuerpos guardan relación en cuanto a su asociación mineralógica con la alteración hidrotermal del yacimiento, teniendo las mejores leyes de oro ( $> 1,0$  g/t) en las zonas de brechas silíceas, sílice masiva y sílice porosa, y las leyes menores están asociadas principalmente a la zona de sílice-alunita y tramos de sílice porosa, asimismo las leyes guardan cierta relación directa con el grado de oxidación principalmente limonítico, finalmente el desmonte abarca principalmente las alteraciones sílice-caolín y argílica, pero también existen zonas silíceas estériles evidenciando los múltiples eventos hidrotermales sucedidos en el yacimiento.

Por otro lado en la parte baja del cuerpo Susan se logró definir una zona de morrena aurífera (cuaternario) denominado Scree Slope, ubicado en el lado Sur-Suroeste del cuerpo Susan, abarcando un área aproximada de 15ha con una potencia promedio de 15m, donde está proyectado el nuevo tajo de producción, el cual será explotado conjuntamente con los tajos existentes.

Dicho material morrénico es producto de la erosión glaciaria que sobrellevaron los cuerpos mineralizados en explotación (Susan y Diana), presentando una granulometría heterogénea que van desde bloques hasta limos y arcilla, con clastos angulosos a subangulosos de composición principalmente silícea. En cuanto al contenido aurífero presenta una distribución homogénea en todo su espesor, teniendo una ley de oro promedio de 0,40g/t.

## **2.7 CONTROL GEOLOGICO-ALTERACIONES**

### **2.7.1 Alteracion y Mineralización:**

La alteración se encuentra asociada a rocas volcánicas hidrotermalmente alteradas por fluidos de composición silícea, presentándose como sílice cavernosa y masiva, cuarzo alunita rodeada de un halo de alteración Argílica y en la periferia una incipiente alteración propílica.

En el Sector mineralizado de Corihuarmi, los elementos constituyentes de la roca original, tales como Al, K, Na, S y otros han sido completamente lixiviados por las soluciones hipógenas residuales ácidas del sistema hidrotermal convectivo de origen freato-magmático y como resultado del enfriamiento progresivo y neutralización de estas soluciones existen reemplazamientos masivos de roca conformando cuerpos de sílice porosa residual y pipes de brechas de sílice-alunita asociados a fracturas dominantes del sistema NW y WE y que finalmente constituyen la roca huésped de la mineralización aurífera diseminada.

Las facies de alteración y su zoneamiento observados hacen suponer que éstas se forman y desarrollan a temperaturas  $<300^{\circ}\text{C}$ , con un pH  $<3$  mientras que la actividad geotermal antigua ha canalizado los fluidos desde las estructuras alimentadoras (feeders) del sistema tanto hacia arriba como hacia las partes externas percolando los fluidos lateralmente formando cubiertas de alteración mineralizadas.

El oro se encuentra asociado a la plata siendo el tamaño promedio de 4-6 $\mu$  y esta así mismo asociado a la pirita en inclusiones de 1-3 $\mu$  conjuntamente a la alunita (potásica) en menor proporción. La jarosita y pirita hipógenas casi siempre alteran a hematitas-limonitas y están en todos los ensambles presentes en el yacimiento y reconocidos por microscopía. El azufre nativo está presente en todo el sistema como pequeños aglomerados e impregnados junto a la alunita y el cuarzo. Al parecer, en este sistema epitermal de alta sulfuración también existe un zoneamiento lateral y vertical del ensamble mineralógico más o menos coincidente con el zoneamiento geoquímico encontrado, lo que representa una excelente guía de prospección. El zonamiento de alteración que presenta el yacimiento de afuera hacia dentro es el sgte:

#### **2.7.1.1 Alteración propilítica, ensamble qtz-clor-(py):**

De coloración verde oscuro, está caracterizada por la aparición de alteraciones débiles de hidrólisis que conforman núcleos cloritizados de minerales máficos, también aparecen pirita diseminada junto a sílice microgranular. Ocupa de manera irregular la periferia del yacimiento Corihuarmi.

#### **2.7.1.2 Alteración argílica intermedia, ensamble qtz-ill.-mont (kao-py):**

Representa un grado más alto de hidrólisis relativo a la alteración propilítica, con un brusco cambio de coloración de la roca original hacia tonos claros (blanquecinos) debido a la presencia de arcillas (illita - montmorillonita, a veces caolinita - sericita) como producto principal de alteración hipógena de las plagioclasas. Los feldespatos potásicos están mayormente en la matriz pudiendo

estar frescos o argilizados y son de menor granulometría. Los ferromagnesianos han podido formar pirita secundaria y luego óxidos de hierro; estos últimos, constituyen por lo general un halo marginal de coloración rojiza evidente.

#### **2.7.1.3 Alteración argílica avanzada, ensamble qtz-aln-(kao):**

Es el tipo de alteración de mayor presencia en el yacimiento, envuelve los cuerpos de sílice residual (vuggy sílica) y aparece distribuida de manera difusa en lugares bastante alejados de los canales principales de circulación de fluidos. La alunita aparece como agregados aciculares y alteran moldes de fenos; también están como agregados pulverulentos de menor granulometría y en venillas, presentando colores blancos-amarillentos y rosados típicos.

#### **2.7.1.4 Alteración de sílice residual (vuggy silica, ensamble sílice-aln):**

La conforma el cuerpo central del sistema epitermal de alta sulfuración, presentándose en el Tajo Susan y Diana como típicas rocas silicificadas muy porosas con bordes corroídos y cuyos vacíos son cavidades angulosas que han sido formadas por actividad lixivante de los fluidos ácidos hidrotermales que actuaron de manera selectiva sobre los feldespatos, ferromagnesianos pero sin poder destruir a los cristales del cuarzo.

Es frecuente la presencia de cuarzo gris criptocrystalino rellenando micro fracturas y poros; al parecer éste evento de silicificación tiene gran afinidad a precipitar Au.

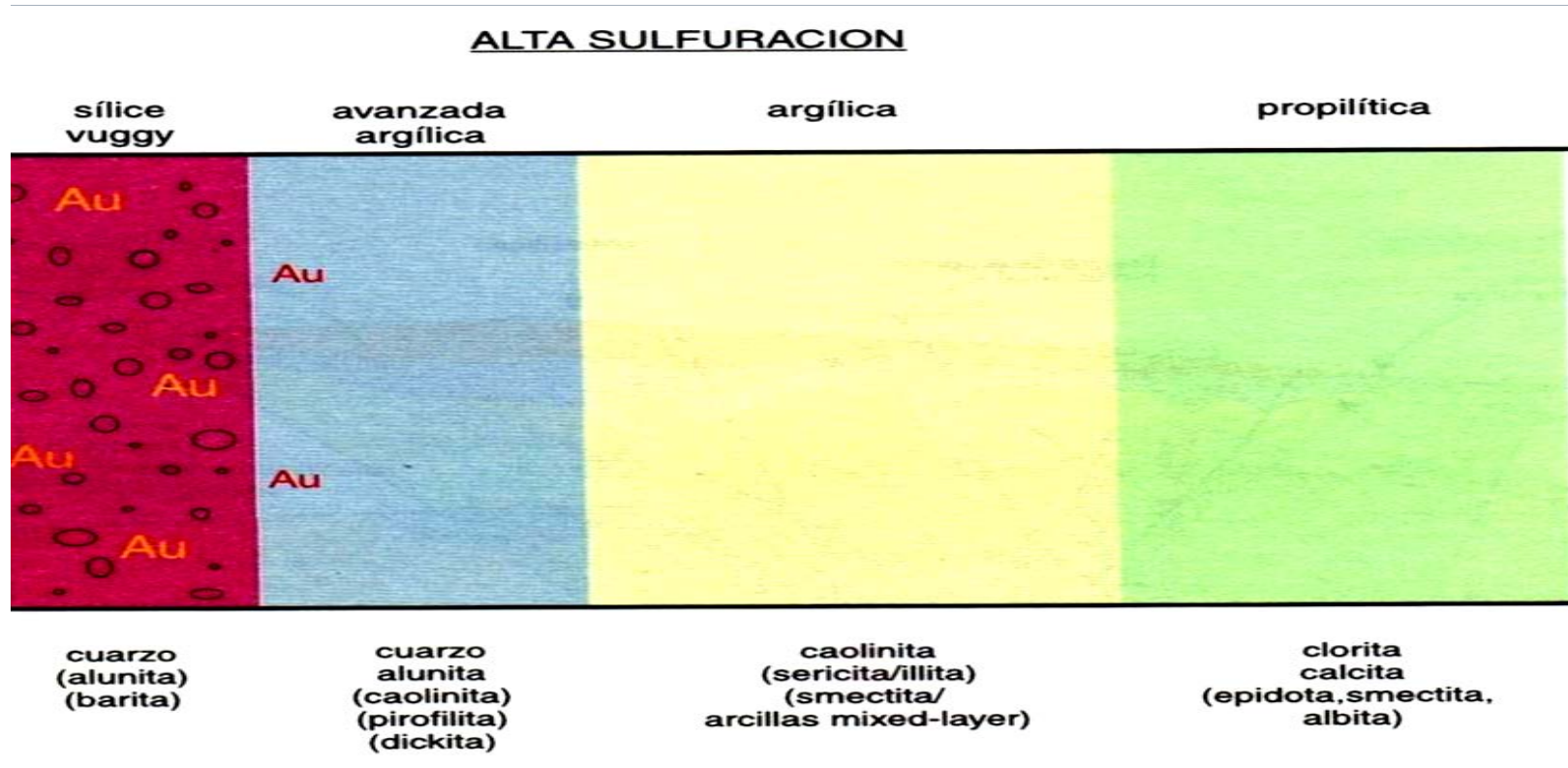
Corihuarmi es un depósito Epitermal de Alta Sulfuración, con mineralización diseminada de Au y Ag. Hospedada dentro de una secuencia volcánica terciaria de composición andesítica - dacítica.

La mineralización en los tajos Susan y Diana está relacionada con la alta sulfuración epitermal y se interpreta que se han formado a una profundidad relativamente poco profunda. La mineralización está alojado en rocas volcánicas dacíticas y andesíticas, que han sido sometidos a alteración hidrotermal.

La mineralización de oro más importante en Corihuarmi se produce en dos afloramientos principales conocidas como Diana y Susan. Las dos zonas son separadas por aproximadamente 175m. La mineralización en ambas zonas está alojada en planos poco profundos de inmersión rocas silicificadas dacíticas y sílice vuggy junto con diversas brechas hidrotermales. El contenido de sílice dentro de las zonas mineralizadas es de 90% y la mineralización de oro está asociada principalmente a la zona de óxidos

La zona ha sido afectada por una intensa y extensa alteración hidrotermal, las alteraciones reconocidas en el área son: silicificación, argílica avanzada, argílica y propilítica.

**FIGURA 5: ZONEAMIENTO DE ALTERACION**



Fuente: Área Geología Mina Corihuarmi

**FIGURA 6: ALTERACIONES HIDROTERMALES**

Fuente: Área Geología Mina Corihuarmi



## **CAPITULO III: FACTIBILIDAD DE MINADO DEL MATERIAL MORRENICO**

### **3.1 UBICACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO**

El área de estudio se ubica en la parte S-SW del tajo Susan y S-SE del tajo Diana, la cual está constituida principalmente por material morrenico/coluvial en un área de 15Ha. Producto de la acumulación del material mineralizado de las partes altas de los tajos Susan y Diana

### **3.2 TRABAJOS REALIZADOS**

- Muestreo en Rock Chip-Zona Boulder
- Calicatas
- Perforación RCD
- Secciones Geológicas (todos los cortes se encuentran en el anexo secciones geológicas en toda la zona de estudio)

**FIGURA 7: UBICACIÓN DE MATERIAL MORRENICO EN LA MINA CORIHUARMI**



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

- Cálculo de Peso Específico
- Análisis Por Mallas Valoradas
- Pruebas Metalúrgicas
- Reservas Minerales (calculo ley de corte, TIR, VPN, B/C)

### **3.2.1 Muestreo en rock chip-zona Boulder**

Para este trabajo se conto con cuadrillas de personal obrera, quienes con comba y punta sacan muestras en las rocas que se encuentran en la línea trazada por el geólogo de campo, en toda la zona de este material.

El trabajo consiste en acumular material en bolsas de muestreo, las cuales a fin de jornada son recogidas y llevadas al laboratorio para sus análisis respectivos

Con este trabajo se determino el alto contenido aurífero que se tiene en esta zona del material morrenico.

En el cuadro 1 se presentan 24 muestras que fueron analizadas en el laboratorio y en el reporte de leyes se puede apreciar que el 87,5% están por encima de 1g/t lo que significa que esta zona de mineral debería de servir como un regulador de leyes de cabeza al momento de enviar el mineral al pad de lixiviación.

En la figura 8 se muestra la ubicación espacial de todas estas muestras, trabajadas por el muestreo de rock chip, lo que determina que en esta zona delimitada y que tiene un tonelaje de 36.000t la mayor presencia de este material se presentan en rocas de aproximadamente 3m de diámetro, lo que significaría que para su

explotación tendríamos que hacer uso de explosivos para reducir el tamaño de la roca.

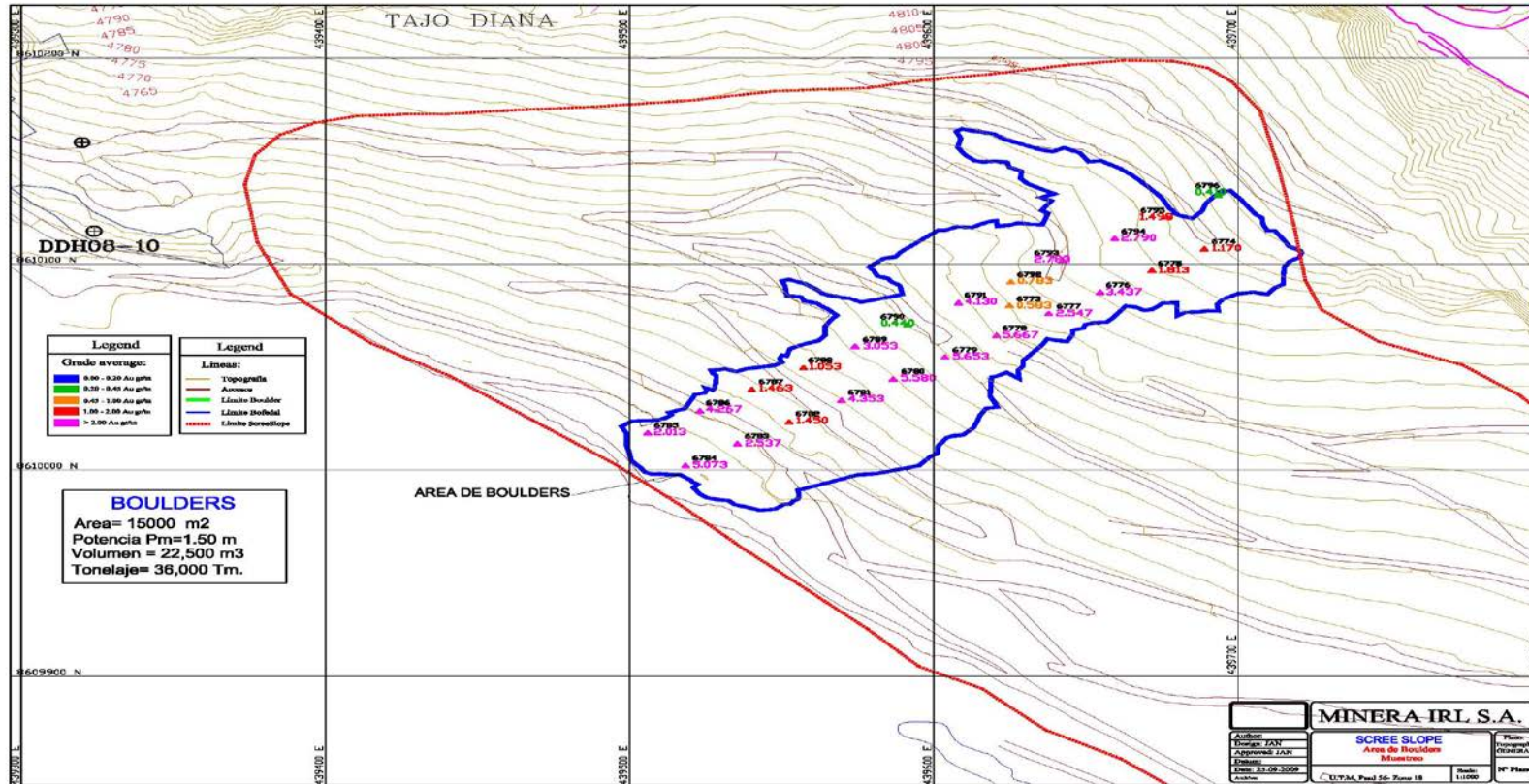
**CUADRO 1: RESULTADOS DE LEYES EN MUESTRAS DE BOULDERS**

N°	Muestras	Au /g/t)	N°	Muestras	Au /g/t)
1	6773	0,583	13	6785	2,013
2	6774	1,170	14	6786	4,267
3	6775	1,813	15	6787	1,463
4	6776	3,437	16	6788	1,053
5	6777	2,547	17	6789	3,053
6	6778	5.667	18	6790	0,440
7	6779	5,653	19	6791	4,130
8	6780	5,580	20	6792	0,783
9	6781	4,353	21	6793	2,783
10	6782	1,450	22	6794	2,790
11	6783	2,537	23	6795	1,493
12	6784	5,073	24	6796	0,410

Promedio de Ley	2,689
-----------------	-------

Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi

FIGURA 8: UBICACION DE LOS BOULDERS EN LA ZONA MORRENICA



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

### 3.2.2 Calicatas

Se realizó un total de 12 calicatas, con dimensiones aproximadas: 3m largo, 2m de ancho y 3m de profundidad, en las cuales se realizó muestreos por canales verticales, trazándose desde la parte superior hacía el tope inferior de cada una de las calicatas con el objetivo de que las muestras sean representativas de todo el perfil expuesto.

Dichas muestras fueron analizadas en el laboratorio Químico Corihuarmi, las cuales reportaron valores anómalos de oro y plata.

Basados en éstos resultados se continúo con los trabajos para determinar los recursos y reservas en el área de estudio.

En el cuadro 2 se puede observar las coordenadas y ubicación de las calicatas las cuales fueron excavadas con pico y lampa por los trabajadores de campo para que luego ingresen a tomar las muestras en bolsa de muestreo las que son llevadas a laboratorio codificadas por muestras y además en este cuadro se reporta las leyes de las mismas.

En el grafico 9 se muestra el plano donde se ubican topográficamente las calicatas, las cuales reportan leyes muy favorables para su explotación y además permite tener un mejor panorama de la mineralización en toda esta zona de estudio.

**CUADRO 2: COORDENADAS Y LEYES DE CALICATAS**

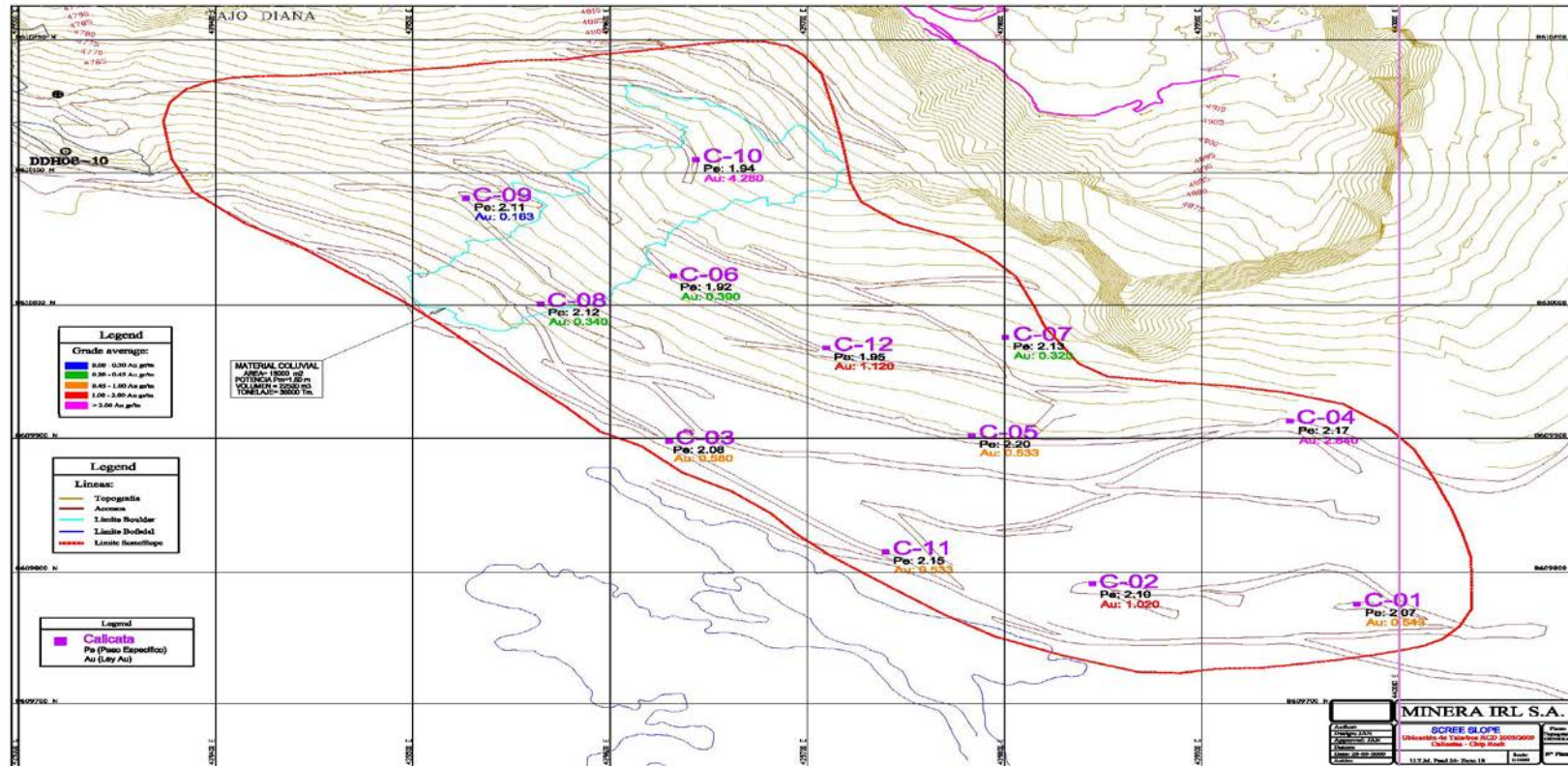
**CALICATAS - ZONA SCREE SLOPE**

<b>Calicata</b>	<b>Muestra</b>	<b>Y</b>	<b>X</b>	<b>Z</b>	<b>Au (g/t)</b>	<b>Ag (g/t)</b>
Calicata - 01	6913	439.978,68	8.609.775,13	4.695,35	0,543	0,894
Calicata - 02	6914	439.844,58	8.609.790,45	4.695,69	1,020	1,765
Calicata - 03	6915	439.629,97	8.609.897,57	4.693,82	0,80	1,055
Calicata - 04	6916	439.944,69	8.609.912,83	4.728,02	2,840	4,83
Calicata - 05	6917	439.783,47	8.609.901,78	4.722,64	0,533	0,876
Calicata - 06	6918	439.631,94	8.610.021,99	4.738,93	0,390	0,614
Calicata - 07	6919	439.800,40	8.609.976,09	4.745,17	0,320	0,526
Calicata - 08	6920	439.564,88	8.610.001,00	4.710,93	0,340	0,605
Calicata - 09	6921	439.526,93	8.610.080,68	4.728,32	0,163	0,279
Calicata - 10	6922	439.643,49	8.610.109,70	4.766,27	4,280	7,032
Calicata - 11	6923	439.739,68	8.609.814,34	4.690,14	0,533	0,876
Calicata - 12	6924	439.709,62	8.609.967,87	4.735,15	1,120	1,883
				Ley Promedio	1,66	1,770

Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi



FIGURA 9: UBICACIÓN TOPOGRAFICA DE CALICATAS



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi



### 3.2.3 Perforación RCD

Se realizó 2 campañas de perforación RCD, con un total de 84 taladros y 2.328 metros perforados, ejecutándose según una malla de orientación N53°E y un espaciamiento de 50 m.

- ❖ **1º. Campaña- 2005:** Se realizaron 56 taladros, sumando un total de 4.648 metros perforados. Los detalles de esta perforación están anexos en RESUMEN DE PERFORACION RCD 2005
- ❖ **2º. Campaña 2009:** Se realizaron 28 taladros, sumando un total de 680 metros perforados, 316m corresponde a tramos mineralizados con una ley promedio de 0,613 y 365m corresponden a tramos de desmonte, (ver detalle en el anexo SCREE SLOPE 2009)

### 3.2.4 Calculo del peso específico

El presente trabajo se realizó con la finalidad de determinar el Peso Específico in situ del material cuaternario de la zona de Scree Slope, básicamente debido a resultados geológicos preliminares positivos que a la fecha demuestran que existe un potencial económico cuantificable en valores anómalos de Oro y Plata.

Determinar el peso específico (Pe) in situ, así mismo el porcentaje de humedad para determinar el Pe en seco y estimar-cuantificar con exactitud el material potencialmente económico.

En la figura 10 y 11 se muestran los pasos para realizar los cálculos del peso específico y el porcentaje de humedad, a continuación son detallados cada uno de ellos

Primero: se delimita el área de la calicata que será muestreada con cal, la cual ya ha sido ubicada topográficamente y codificada para su identificación

Segundo: los muestreros empiezan a excavar con pico y lampa para obtener la muestra que será enviada para su análisis

Tercero: se muestra la calicata totalmente excavada con las dimensiones antes mencionadas

Cuarto: el material muestreado es llevado para su análisis al laboratorio químico, en esta toma se muestra el pesaje de una muestra de calicata

Quinto: esta foto nos muestra el pesaje de las muestras de las calicatas

Sexto: se lleva plástico impermeable para evitar filtraciones de agua que servirá para poder forrar el pozo excavado

Séptimo: los trabajadores de campo colocan el plástico en toda la extensión de la calicata

Octavo: la calicata es llenada con agua en su totalidad para luego hacer los cálculos de los parámetros a determinar

**FIGURA 10: DETERMINACION PESO ESPECIFICO**

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

**FIGURA 11: DETERMINACION PESO ESPECIFICO**

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

### 3.2.5 Calculo porcentaje de humedad

Se calculó, por la diferencia del peso de muestra in situ y el peso de muestra seca (sin humedad). Para lo cual se tomaron muestras en cada calicata, y fueron pesadas inmediatamente, luego se procedió con el secado de las mismas para finalmente obtener su peso seco, con ambos datos se procedió al cálculo del porcentaje de humedad para cada una de las calicatas. Dichos cálculos fueron realizados con 2 muestras para cada calicata, para lo cual se tiene la siguiente fórmula:

$$Peso\ Seco = \frac{Peso\ Húmedo}{\left(1 + \frac{\%humedad}{100}\right)}$$

#### 3.2.5.1 Calculo peso específico

El peso específico se calculó dividiendo el peso entre el volumen que ocupó el mismo, como se menciona en la siguiente fórmula:

$$Pe = \frac{Peso}{Volumen}$$

## **CAPITULO IV: ANALISIS DE RESULTADOS**

### **4.1 ANALISIS DE MALLA VALORADAS**

Se realizó un muestreo para análisis por mallas valoradas, las cuales fueron tomadas en 12 calicatas analizadas en 12 mallas diferentes.

Todo el proceso de análisis por mallas fue realizado en el Área de Investigaciones Metalúrgicas de Mina Corihuarmi.

Los trabajos efectuados se realizaron en las siguientes mallas:

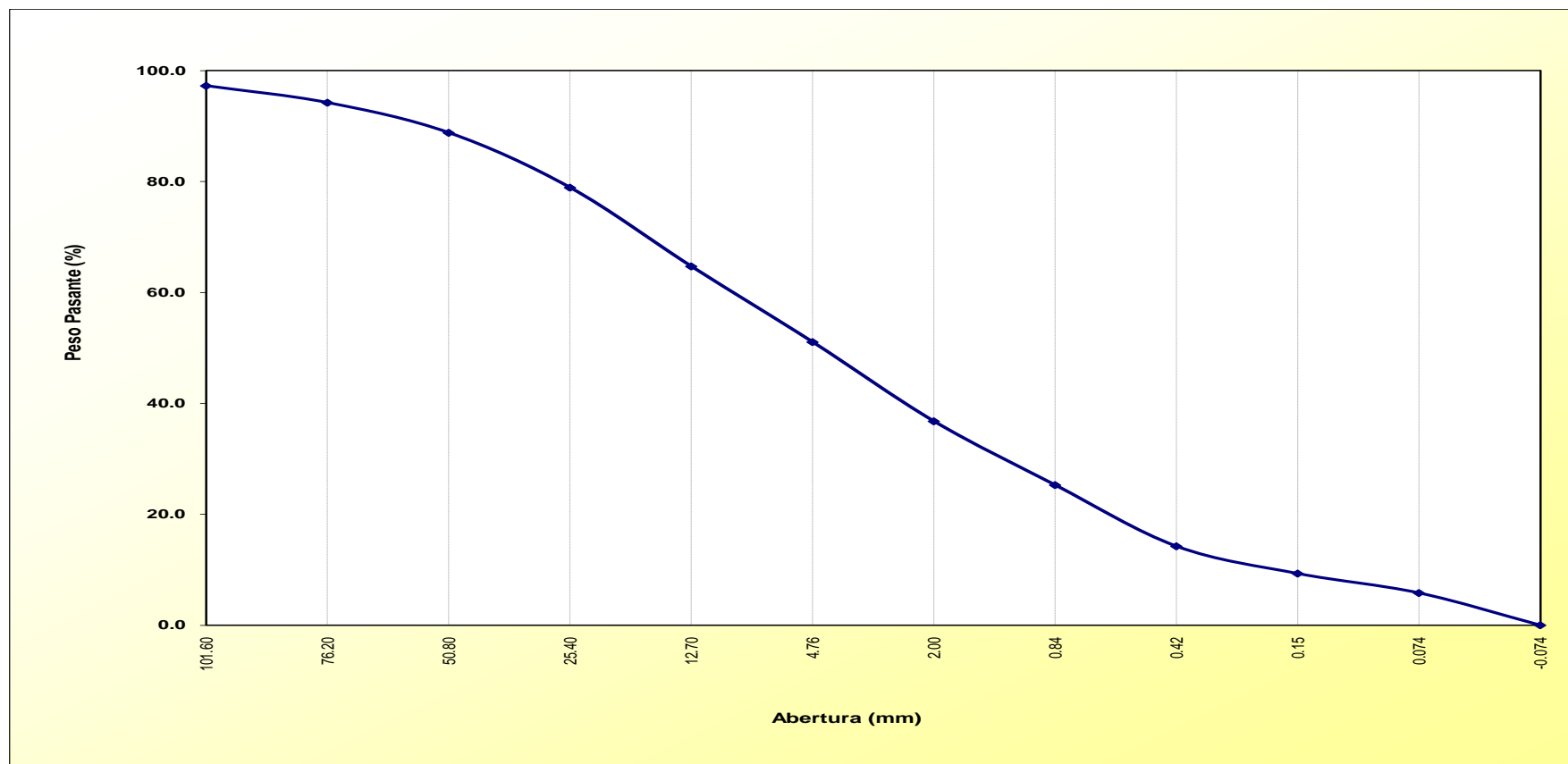
- Malla + 4”
- Malla + 3”
- Malla + 2”
- Malla + 1”
- Malla + ½”
- Malla N°4
- Malla N° 10

- Malla N° 20
- Malla N° 50
- Malla N° 100
- Malla N° 200
- Fondo (-200)

**CUADRO 3: RESULTADOS DE ANALISIS GRANULOMETRICOS**

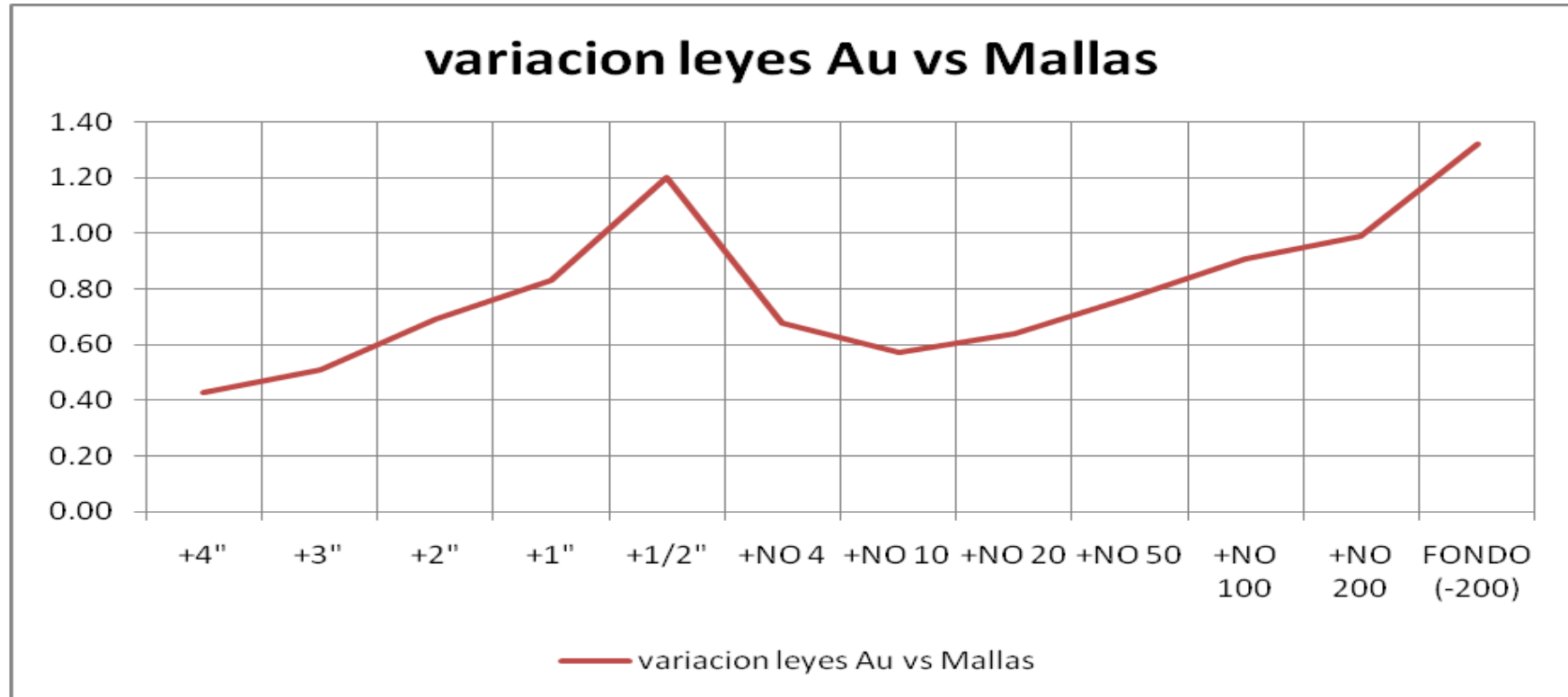
N°	Abertura (mm)	Peso Retenido (KG)	% Peso Retenido	% Acumulado Retenido	% Peso Pasante	Leyes (g/t)		Contenido de finos Au (mg)	% de Distribucion de finos Au	% ACUMULADO RETENIDO DE FINOS Au
						Au	Ag			
4"	101,60	2,034	2,72	2,7	97,3	0,43	1,34	0,87	1,45	1,45
3"	76,20	2,276	3,04	5,8	94,2	0,51	1,62	1,16	1,92	3,37
2"	50,80	4,056	5,42	11,2	88,8	0,69	1,67	2,80	4,64	8,01
1"	25,40	7,404	9,90	21,1	78,9	0,83	2,34	6,12	10,15	18,16
1/2"	12,70	10,630	14,21	35,3	64,7	1,20	3,25	12,79	21,20	39,36
N°4	4,76	10,280	13,64	48,9	51,1	0,68	1,09	6,91	11,45	50,81
N°10	2,00	10,688	14,29	63,2	36,8	0,57	1,12	6,09	10,10	60,91
N°20	0,84	8,608	11,51	74,7	25,3	0,64	1,46	5,51	9,13	70,04
N°50	0,42	8,256	11,04	85,8	14,2	0,77	1,29	6,36	10,54	80,58
N°100	0,15	3,680	4,92	90,7	9,3	0,91	2,06	3,35	5,56	86,13
N°200	0,074	2,264	3,51	94,2	5,8	0,99	1,77	2,61	4,32	90,45
FONDO (-200)	- 0,074	4,352	5,82	100	0,0	1,32	2,19	5,76	9,55	100

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

**FIGURA 12: DISTRIBUCION GRANULOMETRICA**

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

**FIGURA 13: VARIACION LEYES AU VS MALLAS**



Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi



## 4.2 RESULTADOS PRELIMINARES

1. Como se puede observar, casi el 50% del mineral se encuentra por encima de la malla N° 4.
2. Se observa que hay un 36,8% de -10M, lo que lleva a concluir que el mineral Scree Slope necesita de un pre tratamiento de aglomeración ó blending.
3. No existen altas variaciones en las leyes de oro con respecto a las mallas evaluadas, la mayor ley de oro se encuentra en la malla -200M y la menor en la malla +4”.
4. Casi el 50% del contenido de finos de oro se encuentran por encima de la malla N° 4, en la zona denominada GRAVA.
5. La solubilidad de oro en todas las mallas es buena, con un promedio de 90,92 %.

## **CAPITULO V: PRUEBAS METALURGICAS**

Para las pruebas metalúrgicas se utilizó material de calicatas de *Scree Slope*, dividiéndose en 2 partes: *Scree Slope* Sur (12,144 Kg) y *Scree Slope* Norte (14,037 Kg), con un peso total de 26,181 Kg:

### **5.1 PRUEBA DE SOLUBILIDAD**

En la pruebas de solubilidad se busca encontrar cuanto de oro puede ser disuelto por acción del cianuro de sodio en condiciones ideales.

Consiste en lixiviar mediante agitación en rodillos durante una hora la muestra pulverizada a -140 Malla, con solución preparada de Cianuro de Sodio al 1% e hidróxido de sodio al 0,5%, el ORO es leído por Absorción Atómica.

Con ésta prueba se cuantifica el oro disuelto en solución, para el cálculo de % de oro soluble se cuantifica el oro en solución y se calcula con la ley de mineral en análisis.

Estos datos se consideran referenciales para el proceso metalúrgico.

## 5.2 PRUEBA LIXIVIACIÓN EN BOTELLA:

En este tipo de prueba se busca encontrar la extracción de oro de un determinado mineral en condiciones medianamente ideales ya que la granulometría para este tipo de prueba puede variar de un cuarto a una pulgada, las condiciones de la prueba se detalla a continuación:

ITEM	CANTIDAD
Peso de mineral:	1,5kg
Volumen de solución:	2l
F NaCN:	1000 ppm
PH:	>10,5
Tiempo de agitación:	setenta y dos horas
Agitación	mediante rodillos

En este tipo de prueba se realiza el análisis de solución y de los ripios lo que permite realizar el balance metalúrgico determinando también la cabeza calculada que debe ser similar a la cabeza analizada.

Con este tipo de lixiviación nos permite avizorar una extracción a nivel industrial, ya que el escalamiento entre botella y extracción a nivel industrial es de aproximadamente 12 %. Inicialmente se opta por este tipo de ensayo ya que es el más rápido para tomar algunas decisiones, en cuanto a extracción, sin embargo este tipo de prueba no brinda información sobre condiciones operativas tales como percolación, asentamiento, si hay o no encharcamiento, velocidad operativa, cinética de extracción, etc. Los resultados son muy limitados.

### 5.3 PRUEBA DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA CORTA:

Con este tipo de prueba se simula de alguna manera el proceso a nivel industrial, las condiciones de la prueba son las siguientes:

ITEM	CANTIDAD
peso de mineral	120kg
Granulometría	2"
altura de columna	2,3m
diametro de columna	8"
tiempo de prueba	treinta a cuarenta dias

Con estas pruebas se pueden evaluar las diferentes condiciones de operación que se pueden aplicar a nivel industrial tales como curado, tasa de riego, fuerza de NaCN, pH, regado intermitente, aglomeración, etc. Los resultados que se obtienen nos permiten conocer o determinar datos de extracción, consumo de reactivos, velocidad de percolación, cinética de extracción, humedad operativa y humedad residual importantes para la ejecución de un balance de agua.

Sin embargo, por las condiciones de altura de columna, granulometría de mineral, aún los resultados que se obtienen no pueden ser considerados al 100% para un proceso industrial. El escalamiento con el proceso industrial de éste tipo de ensaye se considera un 8%.

#### 5.4 PRUEBA DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA ALTA:

Este tipo de prueba es similar al proceso industrial, ya que se carga dicha columna con el material similar que ingresa al pad de lixiviación, la diferencia está en que la altura de esta columna es de 3,5 m. Diferente a los 8 m. En el pad de lixiviación, las condiciones de la prueba son las siguientes:

ITEM	CANTIDAD
peso de mineral	2,500kg
Granulometría	80% a malla -4"
altura de columna	3,5m
diametro de columna	32"
tiempo de prueba	cuarenta a setenta dias

Con estas pruebas se pueden evaluar las diferentes condiciones de operación que se pueden aplicar a nivel industrial similar a las columnas cortas.

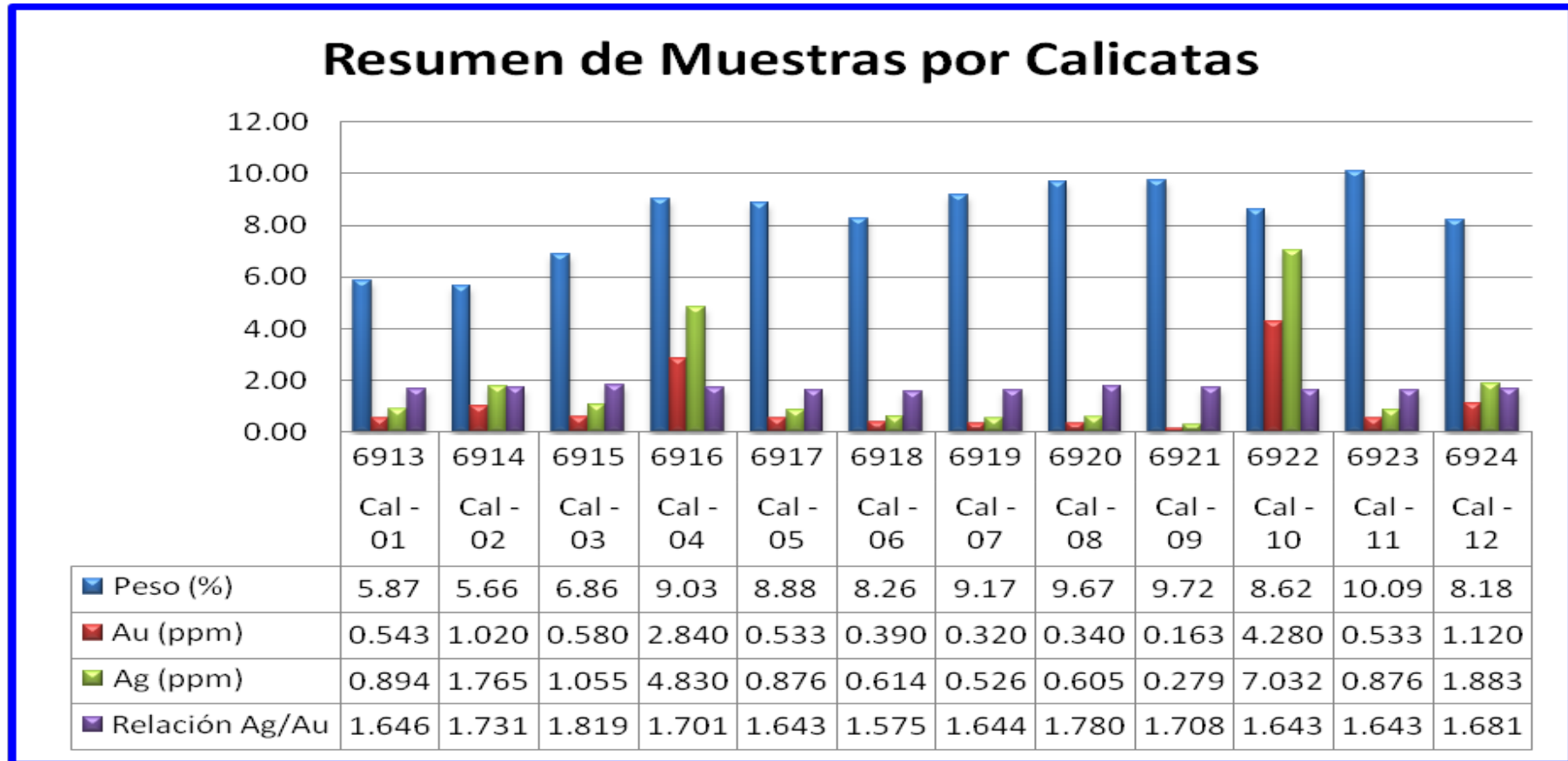
El escalamiento con el proceso industrial de éste tipo de ensaye se considera un 4%. Los datos que se obtienen son considerados como base para el proceso industrial, el escalamiento con el proceso industrial que se considera un 4% básicamente está cuantificado las deficiencias en la operación a nivel industrial, donde se considera la uniformidad del riego, aspersores tapados, congelamiento, variaciones en la dosificación de NaCN, blending no adecuados, posibles canalizaciones, presencia de material orgánico en el pad, etc.

**CUADRO 4: RESULTADOS DE PRUEBAS METALURGICAS**

Nº	Calicata	Muestra	Peso (Kg)	Peso (%)	Au (ppm)	Ag (ppm)	Relacion Ag/Au
1	Calicata - 01	6913	1,536	5,87	0,543	0,894	1,646
2	Calicata - 02	6914	1,483	5,66	1,020	1,765	1,731
3	Calicata - 03	6915	1,797	6,86	0,580	1,055	1,819
4	Calicata - 04	6916	2,363	9,03	2,840	4,830	1,701
5	Calicata - 05	6917	2,324	8,88	0,533	0,876	1,643
6	Calicata - 06	6918	2,162	8,26	0,390	0,614	1,575
7	Calicata - 07	6919	2,401	9,17	0,320	0,526	1,644
8	Calicata - 08	6920	2,530	9,67	0,340	0,605	1,780
9	Calicata - 09	6921	2,545	9,72	0,163	0,279	1,708

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

FIGURA 14: RESUMEN DE MUESTRAS POR CALICATAS



Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

## 5.5 PRUEBAS DE CIANURACION

Se ejecutaron pruebas de columna, botella y aglomeración, cuyas condiciones son las siguientes:

### Pruebas en botella (BRT):

- Peso de Mineral: 3,0 kg
  - Dilución: 1:1
  - Malla: 100% a malla -1/4".
  - Tiempo de cianuración: setenta y dos horas.
  - % NaCN: 0,1%.
  - pH : 10,5 promedio
- ❖ las mejores extracciones obtenidas en las pruebas de botella se obtuvieron utilizando un blending (1:1 y 1:2) y este es de 82,86% en promedio para el oro y en la plata de 43,38%.

### Pruebas en columna (CLT):

- Peso de Mineral: 100 kg húmedos.
  - Malla: 100% a malla -2".
  - Cal para el álcali protector: 0,3 kg/t
  - Flujo de riego: 10 lts/hr-m<sup>2</sup>.
  - Tiempo de cianuración:
- Diecisiete días efectivos (de acuerdo a la solución PLS), un día con lavado con agua fresca y dos días escurrimiento.



**CUADRO 5: RESULTADOS PRUEBAS DE CIANURACION EN BOTELLA**

**Pruebas de Cianuración en Botella**

Ley de Cabeza Ensayada Au (g/t)

Scree Slope Sur	0,89
scree Slope Norte	0,70
Tajo Susan	0,53
Tajo Diana	0,50

Zona	Blending	Relación	Ley de Cabeza (g/t)		Extracción Calculada (%)		Consumo de Reactivos	
			Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
Scree Slope Sur	Con Tajo Susan	1:1	0,77	0,69	80,67	34,98	1,70	0,57
	Con Tajo Susan	1:2	0,73	0,65	82,31	37,23	1,61	0,45
	con Tajo Diana	1:1	0,76	0,69	81,70	46,08	1,85	0,52
	con tajo Diana	1:2	0,71	0,58	85,91	47,30	1,73	0,46
	100% scree Slope Sur	—————	0,92	0,88	71,40	17,70	1,92	1,02
	100% scree Slope Sur con Aglomeración	—————	0,92	0,88	74,40	20,70	1,72	0,07
Scree Slope Norte	Con Tajo Susan	1:1	0,69	0,54	83,94	48,29	1,51	0,81
	Con Tajo Susan	1:2	0,69	0,60	80,60	43,31	1,44	0,66
	con Tajo Diana	1:1	0,70	0,50	85,35	47,15	1,62	0,85
	con tajo Diana	1:2	0,74	0,58	82,36	42,67	1,61	0,75
	100% scree Slope Sur	—————	0,79	0,63	79,02	31,68	1,66	1,13
	100% scree Slope Sur con Aglomeración	—————	0,79	0,63	79,43	31,48	1,63	0,07

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

**CUADRO 6: RESULTADOS PRUEBAS DE CIANURACION COLUMNAS CORTAS**

Zona	Blending	Relación	Ley de Cabeza (g/t)		Extracción Calculada (%)		Consumo de Reactivos		Asentamiento (%)	Inspección Visual
			Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO		
Scree Slope Sur	Con Tajo Susan	1:1	0,67	0,61	76,75	28,28	0,39	0,50	2,79	Empezó a percolar finos en el pregnant al 10° día de prueba y a encharcarse en el área del techo al 17° día
	Con Tajo Susan	1:2	0,65	0,63	76,54	33,86	0,38	0,47	1,50	Solución Clara hasta el final de la prueba, no hubo encharcamiento
	con Tajo Diana	1:1	0,69	0,53	78,50	32,70	0,38	0,48	3,00	Empezó a percolar finos en el pregnant al 12° día de prueba y a encharcarse en el área del techo al 17° día
	con tajo Diana	1:2	0,62	0,62	77,11	19,78	0,36	0,46	2,31	Solución Clara hasta el final de la prueba, no hubo encharcamiento
	100% scree Slope Sur con Aglomeración	1	0,80	0,78	69,52	18,97	0,31	0,41	11,54	Empezó a percolar finos en el pregnant al 12° día de prueba y a encharcarse en el área del techo al 17° día
Scree Slope Norte	Con Tajo Susan	1:2	0,70	0,52	75,56	19,33	0,33	0,42	3,30	Solución Clara hasta el final de la prueba, no hubo encharcamiento
	con tajo Diana	1:2	0,67	0,37	84,64	28,19	0,31	0,41	2,79	Solución Clara hasta el final de la prueba, no hubo encharcamiento
	100% scree Slope Norte con Aglomeración	1	0,74	0,59	75,70	21,36	0,32	0,41	5,08	Empezó a percolar finos en el pregnant al 10° día de prueba y a encharcarse en el área del techo al 15° día
Scree Slope	Con Tajo Susan	2:3	0,77	0,62	74,14	22,71	0,29	0,44	5,01	Empezó a percolar finos en el pregnant al 5° día de prueba y a encharcarse en el area del techo al 17° día
	Con Tajo Susan y Cemento	1:1	0,73	0,68	72,16	27,80	0,25	0,19	4,04	Solución Clara hasta el final de la prueba, no hubo encharcamiento

Fuente: Área de Laboratorio Metalúrgico Corihuarmi

- ❖ Las mejores extracciones obtenidas en las pruebas en columna se obtuvieron utilizando un blending (1:1 y 1:2) y este es de 78,04% en promedio para el oro y en la plata de 27,89%.

## **CAPITULO VI RECURSOS MINERALES**

### **6.1 ESTIMACIÓN DE RECURSOS**

La estimación de recursos del Proyecto de Ampliación de Corihuarmi (Scree Slope) fue realizada por el área de Planeamiento Mina. Este trabajo ha sido verificado y aprobado por consultoras especialistas en el tema, así como la alta dirección de Minera IRL S.A.

### **6.2 DATOS UTILIZADOS**

Los datos utilizados para la Estimación de Recursos provienen de las propias bases de datos de Minera Corihuarmi (campañas de perforación). Los cuadros de las campañas de perforación son adjuntadas en: RESUMEN DE PERFORACION RCD 2005 y SCREE SLOPE 2009. Por otro lado todas las secciones para la cubicación también están anexadas al informe desde la sección 1 hasta la sección 13.

### **6.3 DOMINIO GEOLÓGICO**

Para la diferenciación de poblaciones de compósitos, el cálculo variográfico y la posterior estimación de leyes dentro del modelo de bloques se ha considerado los siguientes dominios de estimación:

- Argílico Avanzado (AA)
- Sílice Granular (SG)
- Sílice Vuggy (SV)

### **6.4 MODELO DE BLOQUES**

Se estableció un modelo de bloques tridimensional con un rumbo a 40 grados. El modelo de bloques se encuentra basado en Celdas Patrón de 5m x 5m x 5m, el tamaño de las celdas se considera representativo de la data disponible y sus características, tomando estas las consideraciones operativas de explotación del tajo.

El modelo de bloques ha sido debidamente codificado y sus campos asignados en función de la información disponible.

Para el cálculo del modelo de bloques, se realizó la composición de taladros con una altura de 5m, realizándose la estadística en función de las alteraciones además de la variografía con los cuales se hallaron los recursos medidos, indicados e inferidos.

Se tomó en cuenta el peso específico de 2,8 g/cc, el cual fue calculado y cuyo procedimiento con resultados se detalla líneas arriba.

A la fecha se está elaborando el cálculo de reservas preliminares con un porcentaje de recuperación de 65%.

En el cuadro 7 se detalla el cálculo de reserva en varios escenarios, teniendo en cuenta el cut off, para cada ley de cabeza planteada. Hay que recordar que la ley de corte es función del precio de oro, costos operativos tanto de mineral como desmonte y otros parámetros que en el tiempo pueden variar dependiendo del movimiento bursátil.

En este cuadro se determina trabajar con una ley cutt-off de 0,3 para una ley de cabeza de 0,503, pero en la actualidad la ley de corte es menor debido al buen precio del oro y las actividades unitarias que se realizan para el minado (normalmente se explota sin perforación y voladura)

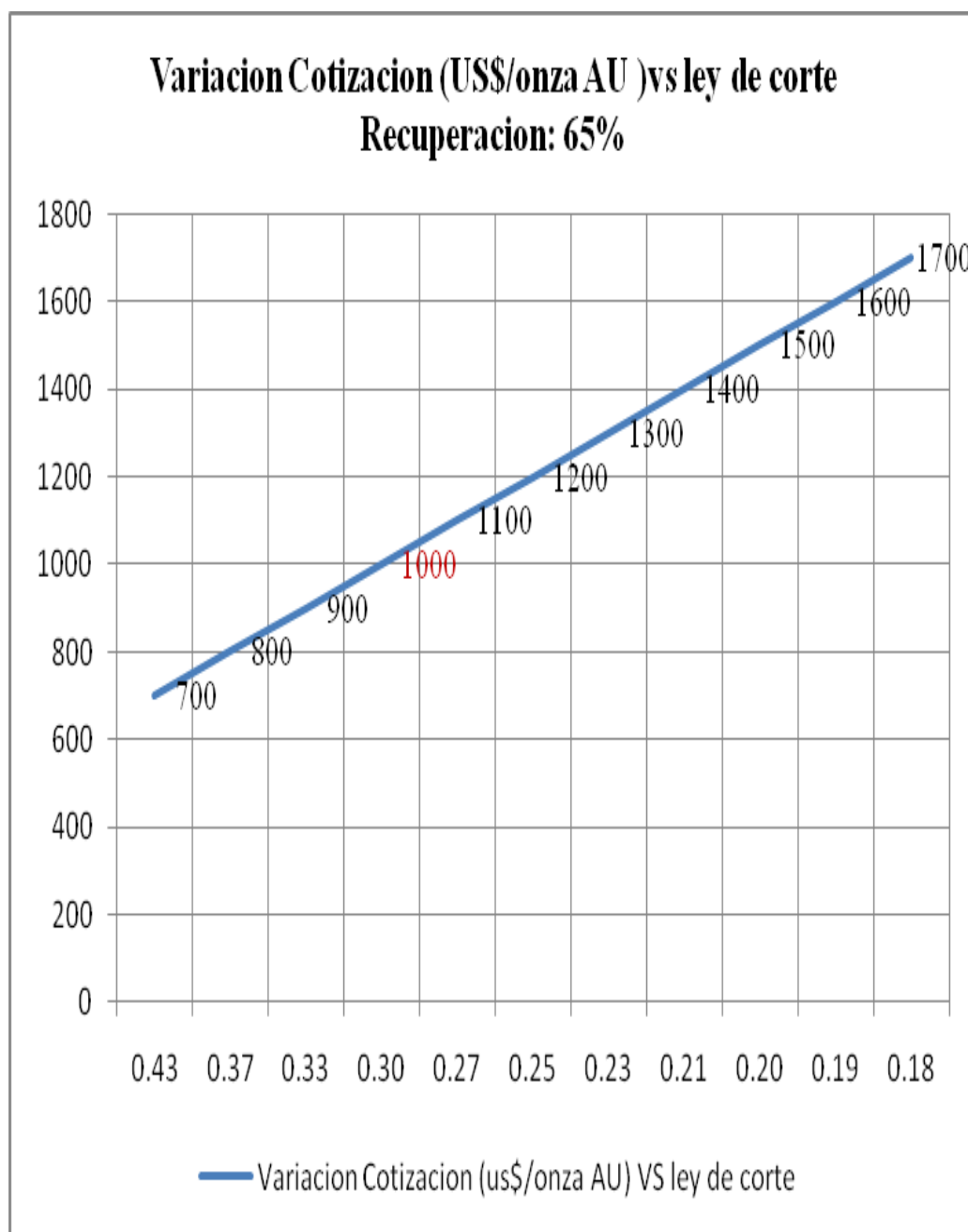
### CUADRO 7: CALCULO LEY DE CORTE

ITEM	UNIDADES	
LEY DE CORTE	g/t	
COSTOS OPERATIVOS:	US\$/t	
PRECIO DE VENTA	US\$/ONZA	
RECUPERACION	%	
<b>COSTOS OPERATIVOS:</b>		
<b>COSTOS DIRECTO MINA</b>	<b>C. UNITARIO</b>	<b>UNIDADES</b>
COSTO PERFORACION	0,14	US\$/t
COSTO VOLADURA	0,10	US\$/t
COSTO CARGUIO	0,27	US\$/t
COSTO ACARREO	0,95	US\$/t
COSTO SERVICIO	0,8	US\$/t
COSTOS ADMINISTRATIVOS	0,6	US\$/t
<b>TOTAL COSTO MINA</b>	<b>2,860</b>	<b>US\$/t</b>
<b>COSTOS DIRECTO PLANTA</b>	<b>C. UNITARIO</b>	<b>UNIDADES</b>
ADMINISTRACION	0,213	US\$/t
CHANCADO	0,202	US\$/t
LIXIVIACION	0,679	US\$/t
ADSORCION	0,113	US\$/t
DESORCION	0,152	US\$/t
REFINERIA	0,016	US\$/t
SERVICIOS DE LABORATORIO	0,001	US\$/t
DETOXIFICACION	0,049	US\$/t
<b>TOTAL COSTO PLANTA</b>	<b>1,425</b>	<b>US\$/t</b>
<b>COSTO ADMINISTRACION</b>	<b>C. UNITARIO</b>	<b>UNIDADES</b>
ADMINISTRACION GENERAL	0,931	US\$/t
CONTABILIDAD	0,001	US\$/t
RECURSOS HUMANOS	0,026	US\$/t
ALMACENES	0,113	US\$/t
SISTEMAS	0,062	US\$/t
OFICINA HUANCAYO	0,036	US\$/t
CAMPAMENTOS	0,084	US\$/t
SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL	0,133	US\$/t
PROTECCION INTERNA	0,370	US\$/t
MEDIO AMBIENTE	0,174	US\$/t
MANTENIMIENTO DE VIAS	0,038	US\$/t
<b>TOTAL COSTO ADMINISTRACION</b>	<b>1,979</b>	<b>US\$/t</b>
<b>TOTAL COSTO OPERATIVO</b>	<b>6,264</b>	<b>US\$/t</b>
<b>PRECIO DE VENTA</b>	<b>1.000</b>	<b>US\$</b>
<b>RECUPERACION</b>	<b>65</b>	<b>%</b>
<b>LEY DE CORTE</b>	<b>0,30</b>	

Fuente: Planeamiento Operaciones Mina Corihuarmi

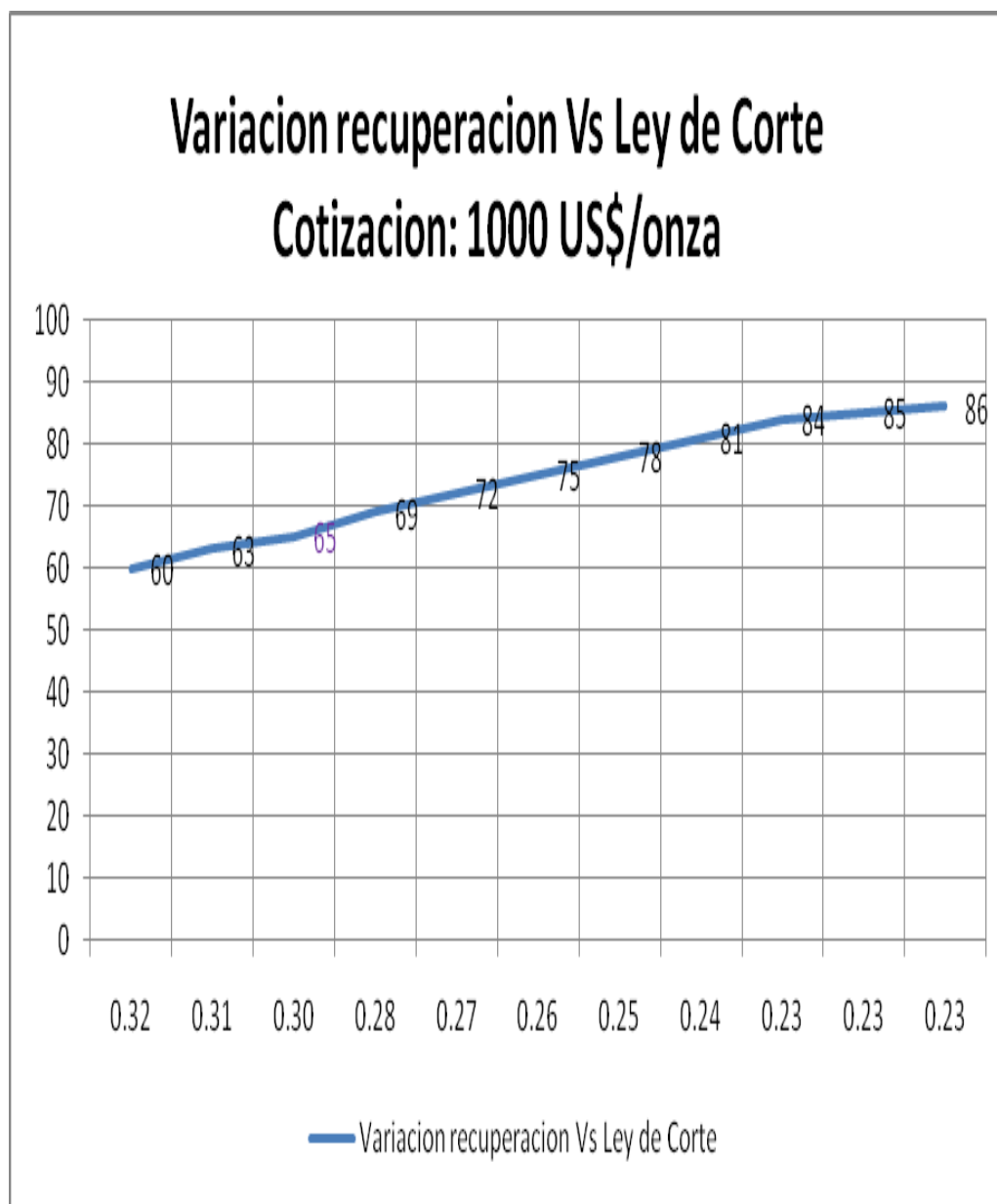
Nota: El precio de venta de US\$ 1000 para el cálculo de ley de corte es tomado como referencia al precio que vendía minera IRL de US\$ 1232 a fines del año 2010.

**FIGURA 15: VARIACION COTIZACION VS LEY DE CORTE**



Fuente: Operaciones Mina Corihuarmi



**FIGURA 16: VARIACION DE RECUPERACION VS LEY DE CORTE**

Fuente: Operaciones Mina Corihuarmi

Nota: ley de corte = (costos de minado/ (cotización de AU\*recuperación)), según esta relación al incrementar la recuperación la ley de corte es menor a una misma cotización.

**CUADRO 8: CALCULOS DE RESERVA CREEP SLOPE**

<b>Cut off</b>	<b>TM ore</b>	<b>ley Au</b>	<b>Ounces Au</b>
0.00	<b>7.718.178,00</b>	<b>0,223</b>	<b>55.220,93</b>
0.15	<b>3.776.640,40</b>	<b>0,375</b>	<b>45.517,52</b>
0.2	<b>3.137.269,20</b>	<b>0,416</b>	<b>41.955,72</b>
0.25	<b>2,542,774.00</b>	<b>0,461</b>	<b>37,670.60</b>
<b>0.3</b>	<b>2.080.540,80</b>	<b>0,503</b>	<b>33.617,90</b>
0.4	<b>1.334.949,20</b>	<b>0,589</b>	<b>25.262,36</b>
0.5	<b>804.242,40</b>	<b>0,683</b>	<b>17.649,72</b>
0.6	<b>458,541.20</b>	<b>0,785</b>	<b>11.576,42</b>
0.7	<b>286.509,80</b>	<b>0,870</b>	<b>8.016,37</b>
0.8	<b>156.920,40</b>	<b>0,970</b>	<b>4.894,86</b>
0.9	<b>80.756,00</b>	<b>1,096</b>	<b>2.846,26</b>
1.0	<b>48.703,20</b>	<b>1,197</b>	<b>1.874,06</b>

Fuente: planeamiento mina corihuarmi

## 6.5 EVALUACION DE PARAMETROS ECONOMICOS: TIR, VPN, B/C

### 6.5.1 Estado de pérdida y ganancia Minera IRL 2010

ITEMS	2010 (MUS\$)
Ingresos	41,082
Costo de ventas	-23,302
Utilidad bruta	17,780
Gastos Administrativos	-7,755
Costos de Exploración	-3,321
Ganancias por enajenación de inversiones disponibles para las ventas	468
Exceso de valor razonable de activos adquiridos sobre contraprestación	-
Utilidad operativa	7,172
Ingresos financieros	95
Gastos Financieros	-731
Utilidad antes de impuestos	6,536
Impuesto a la renta	-4,287
Utilidad para el año atribuible al patrimonio neto de la matriz	2,249
Ganancia por la valorización de inversiones disponibles para la venta	598
Resultado de ingresos global para el año atribuible a la participación de accionistas de la matriz	2,847

Fuente: gerencia general minera IRL

La producción de la Mina de Oro Corihuarmi se mantuvo estable en comparación con el 2009 y arrojó ingresos por ventas de US\$41,1 millones (2009: US\$31,9 millones). El incremento en los ingresos, comparado con el año 2009 se debió a que el precio de las ventas spot aumentó de \$988 por onza a \$1.232 por onza. Aumentó en un 20% el minado y tratamiento de los minerales en el 2010, el que como efecto incrementó nuestros costos de venta de US\$23,3 millones (2009: US\$18,8 millones). El efecto combinado resultó en un aumento de las utilidades brutas de US\$17,8 millones (2009: US\$13,1 millones).

Los gastos de administración de \$7,8 millones fueron mayores al del año previo (2009: US\$6,6 millones), por efecto de la inclusión de los costos administrativos relacionados con la adquisición de Hidefield Gold Plc. La inversión en exploración aumentó a US\$3,3 millones (2009: US\$1,7 millones), debido a la baja del Proyecto La Falda en Chile y el Proyecto Killincho en Perú, totalizando US\$2,7 millones. El resultado general resultó en un incremento de las utilidades operativas a US\$7,2 millones (2009: US\$5,8 millones). El impuesto a la renta, que se aplica solamente en Perú, se incrementó a US\$4,3 millones (2009: US\$2,5 millones) dado el incremento en las utilidades antes de impuestos en el Perú. Los ingresos de la Compañía después de impuestos se incrementaron a \$2,8 millones (2009: US\$3,0 millones). El Grupo invirtió un total de US\$22,9 millones en exploración y desarrollo durante el año 2010 (2009: US\$16,4 millones) de los cuales US\$22,3 millones de la inversión en exploración y desarrollo se capitalizaron como un activo intangible (US\$14,5 millones para el Proyecto Ollachea) y US\$0,6 millones se registraron como un costo en los estados de ingresos. Al final del periodo 2010 el Grupo tuvo un balance en efectivo de US\$34,6 millones, manteniendo a la compañía en una posición sólida para así continuar con sus programas de desarrollo

### 6.5.2 Evaluación del VPN y Cálculo del B/C

#### PROGRAMA DE PRODUCCION PROYECTADA

AÑOS	TONELAJES	LEY DE CABEZA	ONZAS PROJ.
AÑO 1	666.667	0,502	10.772,171
AÑO 2	666.667	0,502	10.772,171
AÑO 3	747.206,8	0,502	12.073,553
TOTAL	2.080.540,8	0,502	33.617,896

$$VPN = \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1+K)^t} - I_0$$

ITEM	DESCRIPCION	UNIDADES
VPN	VALOR PRESENTE NETO	US\$
CFt	FLUJO DE CAJA EN PERIODO t	US\$
I <sub>0</sub>	INVERSION INICIAL	US\$
n	NUMERO DE PERIODOS	AÑOS
K	TASA DE INTERES	%

INVERSIONES	COSTO	UNIDADES
AMPLIACION PAD	3.000.000	US\$
EXPLORACIONES	1.000.000	US\$
PERMISOS	2.000.000	US\$
TOTAL INVERSIONES	6.000.000	US\$

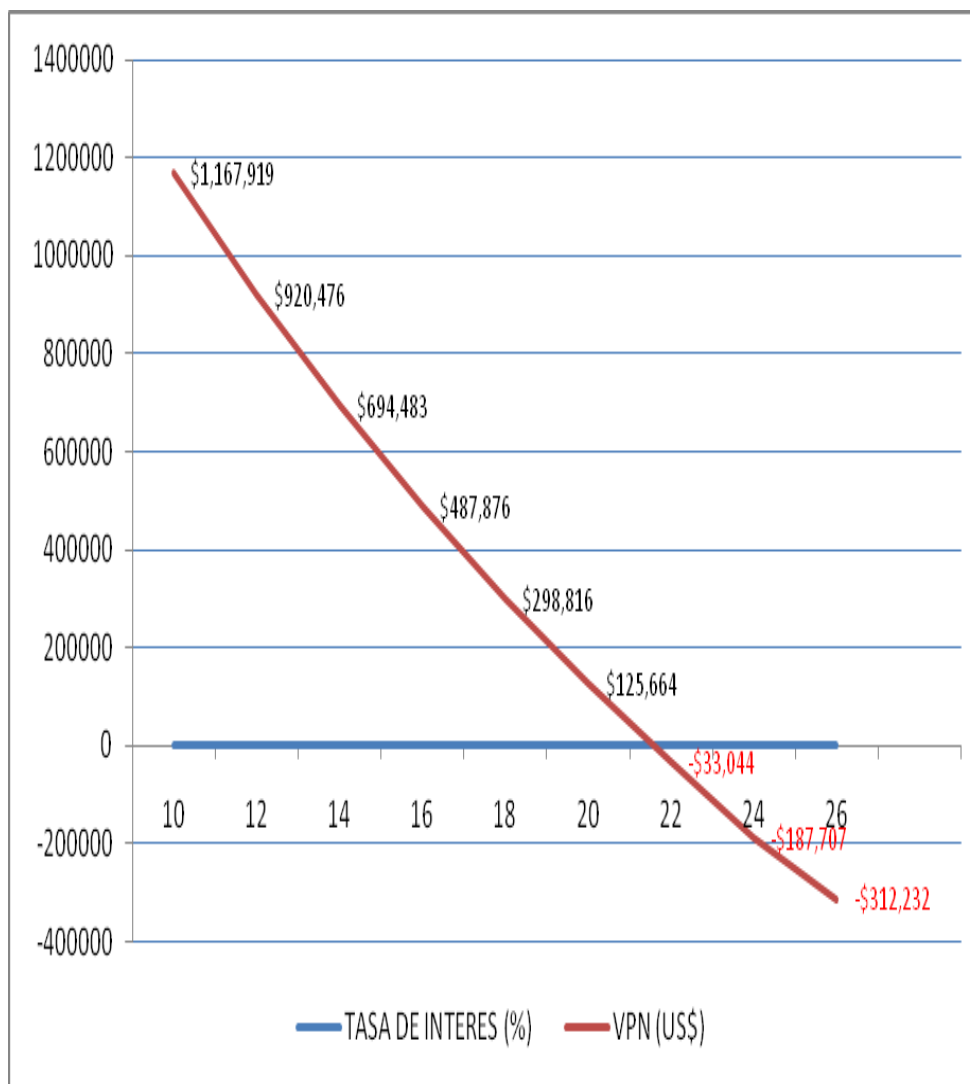
#### CALCULO FLUJO DE CAJAS Y B/C

INGRESOS= ONZAS PROJ.\*RECUPERACION\*PRECIO DE VENTA

COSTOS= TOTAL COSTO OPERATIVO\*TONELAJE

AÑOS	INGRESOS	COSTOS	FLUJOS DE CAJA	B/C
AÑO 1	7.001.911,432	4.175.770,742	2.826.140,69	1,67
AÑO 2	7.001.911,432	4.175.770,742	2.826.140,69	1,67
AÑO 3	7.847.809,828	4.680.244,100	3.167.565,728	1,67

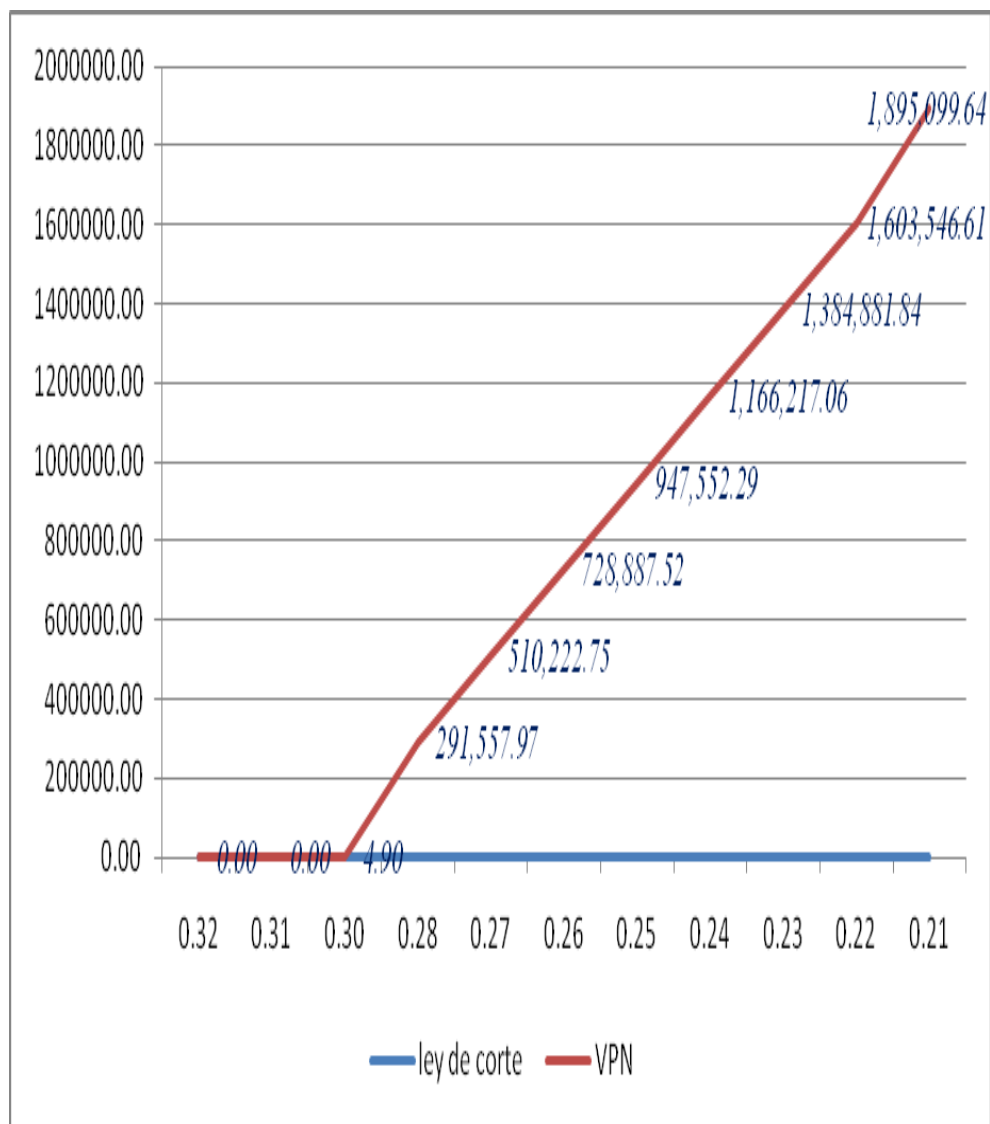
Nota: Para calcular el valor presente neto y el TIR se toma como antecedente la caja de flujo generado en el estado de pérdida y ganancia del año 2010

**FIGURA 17: VARIACION TASA DE INTERES VS VPN**

Fuente: Operaciones Mina Corihuarmi

### 6.5.3 Calculo del TIR

Según la concepción teórica la tasa interna de retorno (TIR), es aquella en donde el valor presente neto (VPN) se hace cero. Según el grafico el VPN se hace 0 Cuando la tasa de interés es aproximadamente: 21,6%. Por tanto el TIR = 21,569 %.

**FIGURA 18: VARIACION VPN VS LEY DE CORTE**

Fuente: Operaciones Mina Corihuarmi

Nota: ley de corte esta en relación inversa a la cotización del oro y a la recuperación, el VPN también es una función de estos 2 parámetros. Por ello al variar la recuperación la tendencia del VPN es directamente proporcional a la ley de corte. En cambio al variar la cotización del oro el VPN tiene un comportamiento inverso.

## **CAPITULO VII: PROCESO DE MINADO SCREEP SLOPE**

### **7.1 CICLO DE MINADO DE LOS TAJOS DIANA Y SUSAN**

- PERFORACION
- VOLADURA
- CARGUIO
- ACARREO
- DESCARGA EN CHANCADORA
- CHANCADO DE MINERAL
- CONSTRUCCION PILA MINERAL



### 7.1.1 Perforación

- Se realiza con una perforadora Tamrock DX-800, con diámetro de 4pulgadas.
- La profundidad es de 5m por banco y 0,5 m de sobre perforación.
- La malla usada es triangular, en mineral de 3m x3 m. y en desmonte es de 4m x4 m.
- Se perforan aproximadamente 70 a 80 taladros por día (Turno día y noche).

### 7.1.2 Voladura

- Para el diseño de una voladura se toman en cuenta los siguientes parámetros:
  - Tipo de roca
  - Condiciones geológicas
  - Volumen de roca a ser volada

Tipo de explosivos y accesorios en el sistema de iniciación.

- El explosivo usado de iniciación es el Booster, y los agentes de voladura son:
  - Anfo
  - Emulsión encartuchada

- Los detonadores no eléctricos
  - Cordón detonante (pentrita)
  - Mecha de seguridad
  - Fulminantes No 8.
- Las voladuras se realizan al medio día, estos proyectos son por lo general de 200 taladros aproximadamente.

### **7.1.3 Carguio**

- El ciclo de carguío del material (Mineral o Desmonte) se realiza con una Excavadora marca CAT 336 D, con una capacidad de cuchara de 2,50 m<sup>3</sup>
- El carguío se realiza en dos carriles, el tiempo de carga aproximado es de 3 minutos.
- El carguío del Mineral al Pad se realiza mediante un cargador frontal Cat-966H, con una capacidad de cuchara de 3,80m<sup>3</sup>

### **7.1.4 Acarreo**

- El transporte del material se realizan en volquetes Mercedes Benz Modelo: Actros 3343K con capacidad de 17m<sup>3</sup>.
- El circuito de transporte se realiza en 2 tramos:
- El primer tramo es del tajo hacia la chancadora.

- El segundo tramo es de chancadora al Pad de Lixiviación.
- Se cuenta con una flota de 13 volquetes para estos circuitos de producción.
  - Las distancias entre frente de trabajos son los siguientes:
    - Tajo Diana - Chancadora = 2 km.
    - Tajo Susan - Chancadora = 2,5 km.
    - Chancadora - Pad = 1 km.
  - El estado de las vías es uno de los factores predominantes para una optimización en el transporte, manteniendo el ancho adecuado de 9 metros, un peralte en las curvas y la gradiente máxima en las rampas de 10%.
  - Se asigna el número adecuado de volquetes para el continuo flujo de éstos y no haya tiempo de espera por parte del equipo de carguío.
  - La descarga del mineral se hace directo. La chancadora tiene una capacidad de chancado de 350 toneladas por hora.
  - Para evitar la sobrealimentación a la chancadora se uso de un stock pile.
  - La granulometría del mineral después del chancado es  $< a 4'' \text{ } \emptyset$  aproximadamente

### **7.1.5 Descarga en Chancadora**

El mineral se descarga hacia la Tolva de Gruesos de 50t de capacidad, construida en acero estructural, donde el mineral es alimentado por intermedio de volquetes, el cual descarga en un Grizzly Vibratorio de 3.5' x 21' con parillas de 4" y accionado por un motor de 30 HP. Los gruesos (mayor que 4") alimentan a la chancadora de quijadas de 32" x 48"

La descarga de la chancadora y los finos (-4") del Grizzly, descarga en la Faja transportadora donde se adicionará la cal por intermedio de un tornillo alimentador hasta llevarlo a un pH de 10,5 aprox.

Para la protección del personal y del medio ambiente existe el sistema de riego presurizado en la Chancadora donde se produce la mayor cantidad de polvos.

El mineral apilado en el área de chancado con una granulometría mayor a 80% - 4 pulgada es transportado hacia el Pad de Lixiviación

### **7.1.6 Chancado de Mineral**

De la Tolva de Gruesos, el mineral es alimentado a un Grizzly Vibratorio de 3,5 pies x 21 pies con parillas de 4 pulgadas, motor de 30 HP.

Los gruesos (mayor que 4 pulgadas") alimentan a la Chancadora de Quijadas de 32 pulgada x 48pulgada con motor de 121Kw.

La descarga de la chancadora y los finos (-4 pulgadas”) del Grizzly, descarga en la Faja N° 1 de 36 pulgada x 20m, de 25 HP, aquí se le adiciona cal por intermedio de un tornillo alimentador con un motor de 2,2 Kw.

El material de la faja N° 1 descarga en el apilador radial (Faja N° 2) de 36”x 82m, accionados por un motor de 50 HP.

En la faja N° 1, se encuentra la balanza electrónica para controlar el peso de la producción diaria, el mineral chancado a una granulometría menor que 4” descarga formando el stock pile de capacidad 3.000 a 4.000t

El mineral apilado en el área de chancado con una granulometría de 80% - 4” es transportado en volquetes de 17 m<sup>3</sup> de capacidad hacia el pad de Lixiviación que está completamente impermeabilizado con geomembrana y over liner.

#### **7.1.7 Construcción Pila Mineral**

Para formar la celda de lixiviación; primero se construye una rampa de acceso en uno de los extremos del pad hasta alcanzar una altura de 8m, el material utilizado es desmonte en la parte externa y mineral en la parte interna del Pad.

Los volquetes cargados de mineral se poseionan sobre la capa impermeabilizada y se estacionan a unos metros del borde de la celda para iniciar la descarga.

Durante la descarga se forma el apilado. Posteriormente este mineral apilado es empujado por un tractor de orugas (D6T) formando la pendiente del talud que corresponde al ángulo de reposo del mineral. La descarga sucesiva permite que la

pila se extienda hacia adentro y al centro del Pad hasta que la capa impermeabilizada esté totalmente cubierta con mineral.

Cada celda consta de un área promedio de 2.500 m<sup>2</sup>, equivalente a 32.000t de mineral.

**FIGURA 19: CICLO DE MINADO**



Fuente: Operaciones Mina Corihuarmi

**FIGURA 20: FLOW SHEET DE LAS OPERACIONES**

Fuente: Área de Planta Mina Corihuarmi

## 7.2 INTRODUCCION

Partimos de la premisa que el material denominado *scree slope* es un material arcilloso y que no es factible el minado del mismo como un frente de explotación, debido a que se produciría encharcamiento en el pad de lixiviación y dificultaría la percolación de solución cianurada y el plan de llenado de las celdas superiores

Por esta razón las áreas operativas de la mina corihuiarmi (mina, geología, planta y planeamiento) determinaron hacer pruebas metalúrgicas y estudios geológicos del material para su extracción.

Luego de todas las pruebas y análisis se llegó a la conclusión que el blending del material en una proporción 2:1 (minera chancado proveniente de los tajos Susan o Diana: mineral arcilloso) sería la más indicada

## 7.2 ALTERNATIVAS DE MINADO

La explotación del material *scree slope* para su posterior mezcla en el pad de lixiviación es planteada de la siguiente manera:

### PRIMERA ALTERNATIVA:

Acarrear el material del tajo Susan o Diana hasta chancadora con 5 volquetes de 17m<sup>3</sup> que en promedio tienen una producción de 450 toneladas por hora, lo que significa una producción aproximada por guardia de 4950 toneladas por guardia, el carguío será realizado por una excavadora Cat modelo 336D, luego del proceso de chancado apilar en conos y en paralelo traer el material del *scree slope* y



acumularlo en la plataforma inferior de la chancadora cerca al material chancado, luego con un cargador frontal realizar el blending en la tolva de los volquetes, dichas unidades se trasladaran al pad de lixiviación para su descarga. El empuje lo realizara el tractor D6T conformando la celda de lixiviación. Esta alternativa fue descartada ya que no se tenia la plataforma necesaria para que se haga la mezcla de ambos materiales y por otro lado realizar el blending en estas condiciones haria que el proceso se vuelva lento e inseguro.

#### SEGUNDA ALTERNATIVA:

Acarrear el mineral de los tajos Susan o Diana hacia chancadora con 5 volquetes de 17 m<sup>3</sup> que en promedio tienen una producción de 450 toneladas por hora, lo que significa una producción de 4950 toneladas por guardia, el carguío lo realizaría una excavadora Cat modelo 336D, luego del proceso apilar en conos el material chancado. Por ello se propone se propone realizar el minado de los tajos en la guardia día y por la noche realizar el blending. Para la extracción del screep slope se esta analizando el transporte con 5 volquetes de 17m<sup>3</sup> cada uno, debido a que según la evaluación realizada se podría alcanzar un rendimiento de 280 toneladas por hora, 2520 toneladas por guardia, el carguío lo estaría realizando una excavadora *Cat* modelo 336D. De lo expuesto anteriormente se estaría cumpliendo la relación 2:1. Tres volquetes efectuaran el acarreo de mineral chancado al pad de lixiviación, para el carguío se considerara un cargador frontal *Cat* modelo 966H que actualmente tiene un rendimiento de 570 toneladas por hora. En el pad de lixiviación se realizara el *blending* con un cargador frontal *Cat* modelo 962H. Para obtener un material homogéneo se propone ubicar el mineral

de una forma triangular considerando los 2 puntos de la base de mineral chancado y el otro vértice de mineral arcilloso, posteriormente el cargador frontal procederá hacer la mezcla de ambos minerales. Al descargar el mineral del *scree slope* el personal de piso del área de planta añadirá cal a este material para mantener el PH que necesita la solución de cianuro para condiciones adecuadas para lixiviar. La plataforma adecuada para este trabajo está considerando un mínimo de 30 metros a lo largo de la celda con unos 15 metros de ancho para que los volquetes puedan tener área de operación.

Esta es la mejor alternativa para realizar el trabajo de mezcla de los minerales provenientes de los tajos de explotación y de este nuevo frente de minado.

## **CAPITULO VIII: MEDIO AMBIENTE Y COMUNIDADES**

### **8.1 MEDIO AMBIENTE**

#### **8.1.1 Control Ambiental Durante la Operacion**

- Canales de coronación
- Pozas de sedimentación
- Sistemas de contingencias: Poza de Grandes Eventos
- Manejo de Aguas Residuales Domésticas
- Control de polvos
- Monitoreos en el Área Directa e Indirecta.
- Residuos Sólidos (desmontes, residuos domésticos e industriales).
- Revegetación.

#### **8.1.1.1 Pozas de Sedimentacion**

Los canales de coronación que contornean el pad de lixiviación así como las cunetas que se encuentran en los tajos de explotación y en el trayecto del *haul road* principal de la mina recolectan las aguas que son derivadas para su tratamiento en las pozas de sedimentación

#### **8.1.1.2 Sistemas de Contingencia**

Control de la poza de grandes eventos, poza de contingencia en la zona de pozas PLS.

#### **8.1.1.3 Monitoreo Ambiental**

La Mina Corihuarmi cuenta con un Programa Integral de Monitoreo con frecuencia mensual que comprende toda su área directa (donde se ubican sus operaciones) y su área indirecta (el entorno que incluye todo el rio Chacote y la quebrada Aymaraes, hasta llegar a la union de estos ríos).

#### **8.1.1.4 Residuos Sólidos**

Se tiene un relleno sanitario domestico, patio de trasferencia de residuos industriales y patio de trasferencia de peligrosos, donde solo están temporalmente los residuos que luego son trasladados por la EPS (Empresa prestadora de servicio)

## 8.2 COMUNIDADES

Minera IRL tiene convenios de apoyo social con las comunidades de influencia directa e indirecta.

### 8.2.1 Apoyo Con la Fuerza Laboral

Como se muestra en la grafica, gran parte de la fuerza laboral provienen de las comunidades aledañas

FIGURA 21: COMUNIDADES DE INFLUENCIA DIRECTA E INDIRECTA



Fuente: Área de Relaciones Comunitarias Mina Corihuarmi

### **8.2.2 Otros Apoyos**

Minera IRL a través de su área de relaciones comunitarias apoya a las comunidades prestando las siguientes atenciones

Atenciones medicas, para ello la empresa tiene una posta médica en la comunidad de Atcas en, donde realizan campaña de salud y por otro lado el personal médico de la mina atiende a los comuneros en caso de emergencia.

Construcción y mantenimiento de piscigranjas.

Atenciones veterinarias, según una programación de vacunación a los ganados que poseen los comuneros, y también el apoyo en caso de emergencia es inmediata.

Participación en los monitoreos participativos, junto al personal de minera y de otras instituciones, al momento de tomar las muestras que serán analizadas en los laboratorios especializados.

Mantenimiento de vías, en los tramos que sufren mayor deterioro sobre todo en las temporadas de invierno

Inclusión de sus unidades de transporte de la comunidad de atcas para el traslado de personal a sus áreas de trabajo dentro de las instalaciones de la unidad minera

## **CAPITULO IX: SISMICIDAD Y ESTABILIDAD DE TALUDES**

### **9.1 SISMICIDAD**

En el territorio peruano la sismicidad es principalmente producto de la subducción de la Placa de Nazca por debajo de la Placa Continental a lo largo de la costa peruana, con un índice de convergencia de aproximadamente 10 cm por año.

De acuerdo al estudio de Peligro Sísmico realizado por Vector específicamente en el área del Proyecto Corihuarmi, la sismicidad histórica y el recuento de los sismos más importantes muestran que en la zona en estudio han ocurrido movimientos sísmicos con intensidades de hasta grado VI en la Escala de Mercalli Modificada (MMI) producto de la actividad sísmica de la zona de subducción y la zona sub-andina. Asimismo, se debe notar que la zona del

proyecto está escasamente poblada por lo que pudieron suceder movimientos de intensidades mayores sin tener registros históricos.

La distribución espacial de los sismos instrumentales indica que existe una mayor actividad sísmica en la zona de subducción de la costa. En el continente, las profundidades focales de los sismos de subducción se incrementan siguiendo el buzamiento de las placas de contacto, aproximadamente con un ángulo de 30 grados en esta región. En la zona continental también existe actividad sísmica generada en la mayoría de los casos por sistemas de fallas activas, las cuales están conformadas predominantemente por la falla Huaytapallana y el sistema de fallas Sub-Andinas.

Para los análisis determinísticos de peligro sísmico, se han considerado la ocurrencia de sismos ubicados en la zona de subducción costera y la zona de subducción intermedia por debajo del continente. Además, se han identificado sistemas de fallas cercanas al área del proyecto; tales como la falla Huaytapallana. Los resultados muestran que para sismos extremos, el área del proyecto estaría expuesta a aceleraciones máximas de 0,44g originadas por la actividad sísmica en la zona de subducción superficial. La actividad sísmica generada por la falla Huaytapallana alcanzaría valores de 0,10g, representando oscilaciones entre suaves a moderadas a las estructuras del proyecto. Para un sismo de operación que considera un evento de 200 años de período de retorno, los resultados del análisis determinístico muestran que en el área se esperan aceleraciones máximas de hasta 0,35g originadas por la actividad sísmica en la zona de subducción superficial.



El análisis probabilístico del peligro sísmico ha considerado fuentes sismogénicas como áreas. Para el diseño sísmico de las estructuras de tierra para el Proyecto Corihuarmi se recomienda usar valores de aceleración máxima para un evento de 475 años de período de retorno, el cual corresponde a una exposición sísmica de 50 años con una probabilidad de excedencia de 10%. Para este evento la aceleración máxima del suelo es 0,38g en el basamento rocoso o suelo firme.

De acuerdo a lo anteriormente expuesto, para el método de diseño pseudo-estático de taludes y muros de contención, el estudio del peligro sísmico considera utilizar un valor de 0,19 para el coeficiente sísmico lateral.

#### **9.1.1 Coeficiente Sísmico**

De acuerdo a la literatura técnica existente ampliamente aceptada internacionalmente, se recomienda que el coeficiente sísmico a ser considerado en el análisis en la condición pseudo-estática de diseño de taludes, sea obtenido como una fracción que varía entre  $1/3$  a  $1/2$  de la máxima aceleración esperada. Esta recomendación es consistente con las recomendaciones del Cuerpo de Ingenieros del Ejército de los Estados Unidos (U.S. Army Corps of Engineers, Hynes y Franklin, 1984), quienes sugieren el uso de un coeficiente sísmico pseudo-estático igual al 50% de la aceleración pico de diseño.

La recomendación del Cuerpo de Ingenieros está basada en la aplicación del método de Newmark para calcular desplazamientos permanentes en presas de tierra utilizando más de 350 registros sísmicos, concluyéndose que estas estructuras analizadas con el método pseudo-estático con factores de seguridad

mayores que 1,0 utilizando un coeficiente sísmico horizontal de  $0,5 \times \text{PGA}$  no desarrollan deformaciones mayores a 1 m, que es un valor arbitrario que puede ser tolerado por presas de tierra, sin representar una amenaza a la integridad del reservorio.

Por lo tanto, para el análisis pseudo-estático de taludes en el Proyecto Corihuarmi se recomienda usar un coeficiente sísmico lateral de  $\alpha = 0,19$ , el cual es el 50% de la máxima aceleración esperada en la zona.

## **9.2 ESTABILIDAD DE TALUDES**

Los análisis de estabilidad de taludes han sido efectuados como parte de la evaluación de los tajos de explotación. Se presenta a continuación una descripción de las consideraciones del diseño geotécnico tomadas en cuenta para la ejecución de los análisis de estabilidad. El estudio para un correcto diseño de taludes depende de varios factores geotécnicos principalmente:

- Características del macizo rocoso (Tipo de roca, presencia de fallas, densidad y peso específico, dureza, resistencia a la tracción y compresión, resistencia al deslizamiento, porosidad, etc.)
- Presencia de agua.

### **9.2.1 Metodología de Análisis**

Para los análisis de estabilidad de taludes en general, se utilizó el programa de cómputo SLIDE (Rocscience, 2003), versión 5. Este es un programa de análisis de estabilidad de taludes completamente integrado, que permite desarrollar la

geometría del talud interactivamente y la definición de los tipos y propiedades de los materiales de manera muy amigable con el usuario.

El análisis para calcular el factor de seguridad se lleva a cabo de manera bidimensional usando el concepto de equilibrio límite, aproximando el problema a un estado de deformación plana. El programa tiene la opción de utilizar diferentes métodos de análisis de estabilidad de manera simultánea; sin embargo, para el presente informe se ha utilizado el Método de Spencer empleando dovelas para el cálculo de superficies de falla. La superficie de falla crítica es definida como aquella que proporciona el menor factor de seguridad, y fue encontrada en forma interactiva modificando las condiciones de búsqueda de la misma, evaluándose superficies de falla circulares.

Como hipótesis del análisis se considera que las propiedades de los materiales que conforman las diferentes estructuras analizadas, son homogéneas e isotrópicas y que el colapso se produciría como resultado de fallas simultáneas a lo largo de la superficie de deslizamiento. Cada material tiene sus propiedades y características físicas y mecánicas.

Para el análisis pseudo-estático se considera que la masa involucrada en la falla está sometida a una aceleración horizontal igual a un coeficiente sísmico multiplicado por la aceleración de la gravedad, de modo de tomar en cuenta el efecto de las fuerzas inerciales producidas por el terremoto de diseño. De acuerdo a lo referido en el acápite de sismicidad; el coeficiente sísmico horizontal utilizado es de 0,19.

### 9.2.2 Criterios de Diseño

Los criterios de diseño establecidos para el presente análisis fueron los siguientes:

- Mínimo factor de seguridad estático a largo plazo igual a 1,5;
- Mínimo factor de seguridad pseudo-estático a largo plazo y para taludes permanentes igual a 1,0; o
- Desplazamientos inducidos por sismos que no comprometan la seguridad de los tajos o la integridad del personal.

Se debe indicar que un factor de seguridad pseudo-estático mayor que 1,0 no significa que los tajos de explotación no se moverá durante un terremoto. Lo que probablemente ocurrirá es que los desplazamientos serán mínimos y no se producirán daños permanentes asociados.

### 9.2.3 Evaluación Geotécnica de los Componentes de la mina

A continuación se precisan los parámetros geotécnicos de acuerdo a los estudios realizados para los componentes como: tajos, botaderos de desmonte y PAD de lixiviación.

- **Tajo Diana y Susan.** Los parámetros geotécnicos según la calidad de la roca para evaluar el comportamiento geotécnico de los macizos rocosos, demuestran una cohesión que varía entre 155 a 190 Kpa y un ángulo de fricción entre 26 a 31 grados.

- **Tajo Scree Slope.** El suelo está formado por gravas arcillosas denominado coluvial, con un peso unitario de 17,7 KN/m<sup>3</sup>, una cohesión de 11,1 KN/m<sup>2</sup> y un ángulo de fricción de 33,5 grados.
- **Botadero de Desmonte.** La calidad del macizo rocoso en el área del botadero de desmonte es clasificada en general como una roca de calidad muy mala a regular. Dada la naturaleza del Proyecto que no contempla la presencia de cargas concentradas, se puede concluir que la cimentación profunda presenta continuidad, resistencia y condiciones favorables de cimentación para la estructura proyectada.
- **PAD de Lixiviación.** Los materiales presentan una cohesión en su mayoría 0 Kpa y un ángulo de fricción que varía entre 25 a 37 grados.

#### 9.2.4 Diseño de taludes en el “SCREE SLOPE”

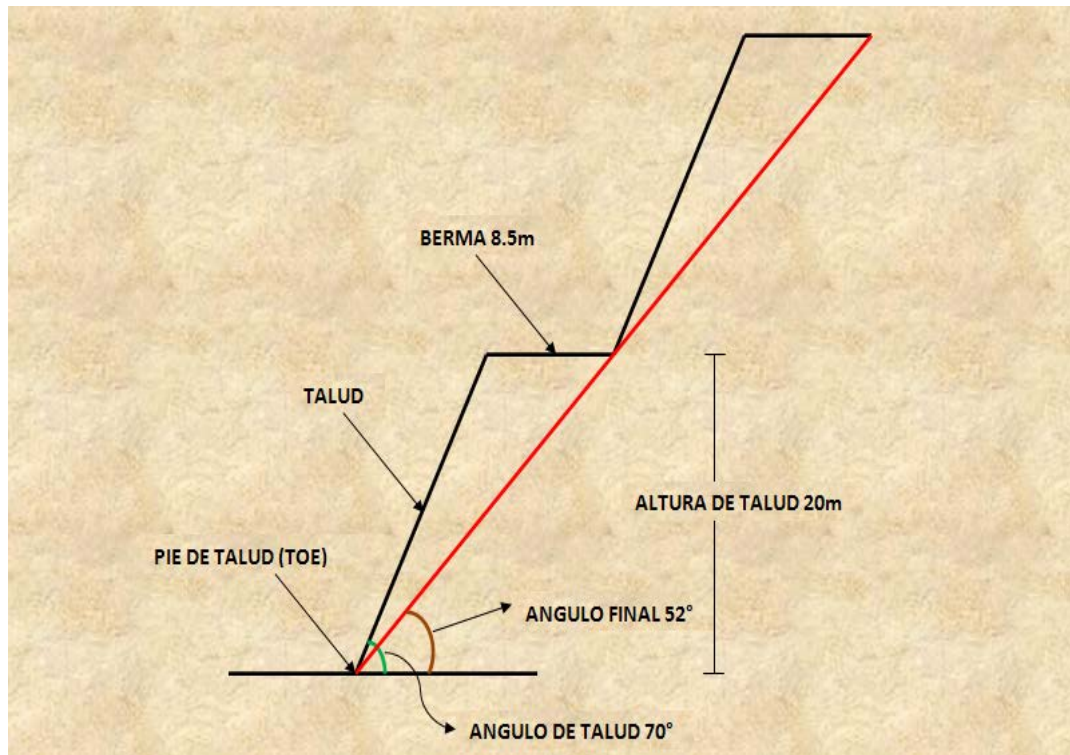
En el estudio geotécnico se determinó que el suelo del Tajo Scree Slope está formado por gravas arcillosas denominado coluvial.

Los taludes durante la operación de esta área serán de 5 m de altura con un ancho de banco de 3 m, obteniendo de esta manera un ángulo de talud de banco de 62 a 58 grados y un ángulo de talud final de operación de 32 a 36 grados.

El diseño final del Scree Slope contempla que el talud máximo alcanzara una altura no superior de 4836 msnm y su altura máxima será de 147m aproximadamente, por lo tanto el nivel inferior estará a 4689 msnm,

considerándose al área Scree Slope con un nivel inferior más bajo que los tajos Susan y Diana.

### 9.2.5 Diseño de Taludes en los Tajos Susan Y Diana



### Factor de Seguridad

Circular (metodo de Dovelas de Bishop)	F.S	Diana: 1,33; Susan: 1,51
Estabilidad de Falla (Metodos Morgenstern y Price y Hoek y bryan)	F.S	Diana: 1,74; Susan: 1,36

## CONCLUSIONES

- ❖ El material morrénico/coluvial acumulado al pie de los Tajos Susan y Diana, es esencialmente producto de la erosión de las rocas mineralizadas ubicadas en los niveles superiores.
- ❖ Con los taladros RCD se pudo determinar que el material cuaternario presenta anomalías superficiales, alcanzando una profundidad promedio de 15m.
- ❖ El material se presenta heterogéneo y con abundantes finos, lo que constituye un problema para su tratamiento metalúrgico empleado en nuestra mina, tiene horizontes impermeables en el PAD ocasionando que la percolación del cianuro no sea efectiva por lo cual se están realizando pruebas metalúrgicas de cianuración en columnas con diferentes combinaciones.
- ❖ Finalmente, con todos los datos obtenidos hasta el momento, podemos manifestar que existe un potencial económico de Oro y Plata en toda la

zona de estudio, para lo cual se debe continuar con los trabajos necesarios que impliquen cuantificar con exactitud los recursos y finalmente las reservas de la zona de *Scree Slope*.

- ❖ El material *Scree Slope* es bastante soluble y no presente problemas de *preg robbing* (ocasionadas generalmente por arcillas o presencia de material carbonaceo) lo cual garantiza la recuperación metalúrgica previa preparación para el tratamiento.
- ❖ Las mejores extracciones obtenidas en las pruebas de botella se obtuvieron utilizando un *blending* (1:1 y 1:2) y este es de 82,86% en promedio para el oro y en la plata de 43,38%.
- ❖ Las mejores extracciones obtenidas en las pruebas en columna se obtuvieron utilizando un *blending* (1:1 y 1:2) y este es de 78,04% en promedio para el oro y en la plata de 27,89%.
- ❖ La extracción teórica esperada a nivel industrial estaría alrededor de:

Condición	% Extracción Promedio en Prueba de Columnas Cortas	% Extracción Esperada en Heap Leaching Aprox. (**)
Blending 1:2 <i>Scree Slope/Tajo Susan o Diana</i>	78,46%	74,46%
Blending 1:1 <i>Scree Slope/Tajo Susan + cemento</i>	72,16%	68,16%

(\*) Costo del cemento 0,8US\$/TMH

(\*\*) Escalamiento de columnas cortas a Heap Leaching (3% a 5% menos)

Escalamiento de botellas a Heap Leaching (10% a 12% menos)

- ❖ Del estudio realizado se determina que la explotación es factible para iniciar la etapa de minado con un *blending* 2:1 (Material *Scree Slope/Tajo Susan o Diana*).



- ❖ De acuerdo a la evaluación de los parámetros económicos se puede determinar que el proyecto en mención es factible que ingrese en una etapa de minado ya que se va a obtener una alta rentabilidad porque se tiene una tasa interna de retorno de 21, 659 %
- ❖ Por otro lado según la proyección del precio del oro se ve en la figura 15 que a medida que esta sube la ley de corte baja, por ende puede ingresar una mayor cantidad de mineral para ser explotada.
- ❖ En la figura 16 se muestra que a una mayor recuperación la ley de corte va disminuyendo y por lo tanto se tendría una cubicación mayor de mineral y a su vez se recuperaría más cantidad de finos (onzas de oro)
- ❖ Un gran aporte del presente estudio es la obtención de mayor recursos minerales, lo cual conlleva a una ganancia económica extra a lo ya cubicado

## **RECOMENDACIONES**

- De acuerdo al porcentaje de asentamiento, encharcamiento en el área techo y presencia de finos en la solución pregnant, se recomienda realizar blending 1:2 Material Scree Slope/Tajo Susan o Diana o la mezcla de ambos, o el blending 1:1 Material Scree Slope/Tajo Susan mas aglomeración con cemento a un ratio de 2,0 kg/t y 0,15 kg/t de CaO.

## GLOSARIO

- **Morrena:** Son sedimentos de arena, grava y piedras depositado o transportado por los glaciares

Las morrenas externas, o superficiales, están compuesta por los fragmentos que caen sobre el hielo glaciar desde las laderas. Para su formación es necesario, pues, que exista sobre el glaciar roca viva.

- **Deposito Coluvial:** Son materiales transportados por gravedad, la acción del hielo – deshielo y, principalmente, por el agua. Su origen es local, producto de la alteración *in situ* de las rocas y posterior transporte como derrubios de ladera ó depósitos de soliflucción.

Frecuentemente están asociados a masas inestables. Su composición depende de la roca de la que proceden, estando formados por fragmentos angulares y heterométricos, generalmente de tamaño grueso, englobados en una matriz limo arcillosa. Su espesor suele ser escaso, aunque puede ser muy variable.

La resistencia de estos materiales es baja, sobre todo en la zona de contacto con el sustrato rocoso, y cuando se desarrollan altas presiones intersticiales como consecuencia de lluvias intensas.

- **Circunscripción:** es el conjunto de electores a partir del cual se procede, según la distribución de los votos emitidos en las elecciones, a la distribución de los escaños asignados.
- **Rocas Volcánicas:** extrusivas son aquellas rocas ígneas que se formaron por el enfriamiento de lava en la superficie terrestre o de magma (masa de materia fundida subterránea) a escasa profundidad.
- **Subducción de placas:** es un proceso de hundimiento de una placa litosférica bajo otra en un límite convergente, según la teoría de tectónica de placas
- **Aglomeración:** Adición de cemento para juntar las partículas finas junto a las gruesas y así evitar encharcamiento
- **Análisis de Malla Valorada:** Análisis Granulométrico de una determinada muestra; es decir el porcentaje en peso de mineral que se retiene en las diferentes aberturas de malla, a la vez se realiza el análisis de ley para cada una de estas granulometrías con la finalidad de cuantificar el contenido fino en cada una de las diferentes mallas
- **Suelos residuales:** Los suelos residuales se originan cuando los productos de la meteorización de las rocas no son transportados como

sedimentos, sino que se acumulan in situ. Si la velocidad de descomposición de la roca supera a la de arrastre de los productos de descomposición, se produce una acumulación de suelo residual. Entre los factores que influyen sobre la velocidad de alteración en la naturaleza de los productos de meteorización están el clima (temperatura y lluvia), el tiempo, la naturaleza de la roca original, la vegetación, el drenaje y la actividad bacteriana. Los suelos residuales suelen ser más abundantes en zonas húmedas, templadas, favorables al ataque químico de las rocas y con suficiente vegetación para evitar que los productos de meteorización sean fácilmente arrastrados.

- **Buzamiento:** El buzamiento o la inclinación máxima es el ángulo que forma el estrato con la horizontal, medido perpendicularmente al rumbo. Se mide con un clinómetro.
- **Rumbo:** El rumbo o dirección es el ángulo, respecto al norte, que forma la línea de intersección del estrato con un plano horizontal. Se mide con una brújula
- La **ignimbrita** es una roca ígnea y depósito volcánico que consiste en toba dura compuesta de fragmentos de roca y fenocristales en una matriz de fragmentos vítreos.<sup>1</sup> Las ignimbritas suelen ser de composición intermedia a félsica.

Minerales Maficos: **Máfico** es un adjetivo que se aplica a un silicato o roca que es rico en magnesio y hierro. La palabra deriva de la contracción de "magnesio" y "férrico". La mayoría de los minerales máficos son de color oscuro y su densidad

relativa es mayor que 3. Son ejemplos de minerales máficos el olivino, el piroxeno, el anfíbol y la biotita. Son rocas máficas el basalto y el gabro.

Los minerales y rocas máficas guardan relación con los tradicionalmente llamados básicos. Son característicos de la corteza oceánica y la parte inferior (en contacto con el manto) de la corteza continental.

- **Agregados aciculares** globulares o masivos. Cristales en hábito columnar muy fino. Maclas, a veces con estrías.
- **Ley de Corte** Es la ley mínima explotable que debe tener un block mineralizado para ser considerado como reserva de mineral. La ley de corte es la ley de utilización más baja que proporciona a la operación minera una utilidad mínima. Es la ley de mineral donde la operación no reporta ni utilidades ni pérdidas.

Solubilidad: **Solubilidad** es la **cualidad de soluble** (que se puede disolver). Se trata de una **medida de la capacidad de una cierta sustancia para disolverse en otra**. La sustancia que se disuelve se conoce como **Soluto**, mientras que la sustancia donde se disuelve el soluto recibe el nombre de **Solvente** o **disolvente**. La **Concentración**, por otra parte, hace referencia a la proporción existente entre la cantidad de soluto y la cantidad de disolvente en una disolución.

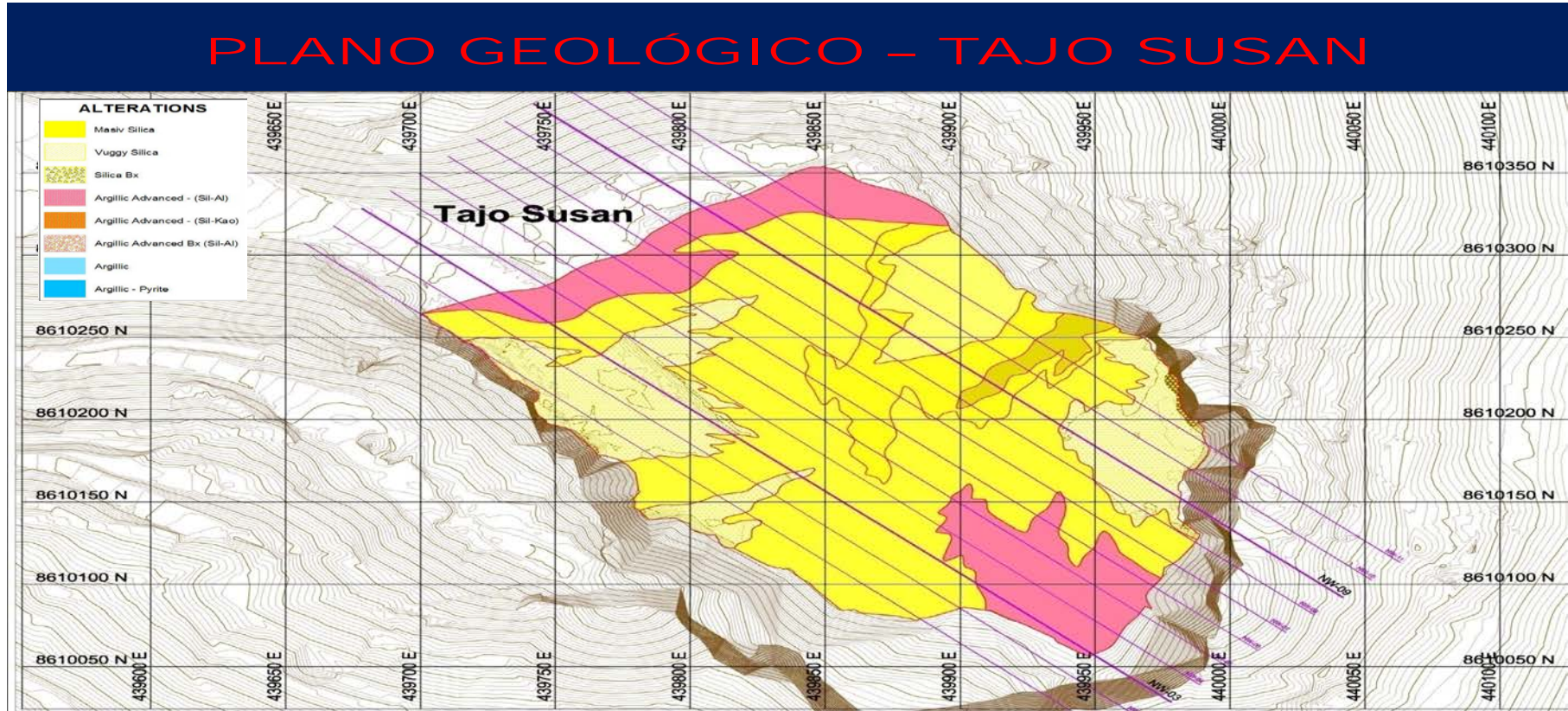
## BIBLIOGRAFIA

- <http://explorock.wordpress.com/>: blog de la Geociencias y Exploraciones
- <http://ar.answers.yahoo.com/>: yahoo! Argentina respuestas
- LOM 2011.2015 actualizado 2011                      Planeamiento Mina Corihuarmi
- Screep Slope – Presentación 2                              Geología Mina Corihuarmi
- Plan Minado Consolidado 2012                              Planeamiento Mina Corihuarmi
- Descripción pruebas de Lixiviación                              Investigaciones Metalúrgicas
- Presentación Visita 11 noviembre 201                              Operaciones Mina Corihuarmi
- <http://espeleogenesisitecnicasdegeologia.blogspot.com>: técnicas de geología
- <http://www.slideshare.net>: ley de corte

**ANEXOS**

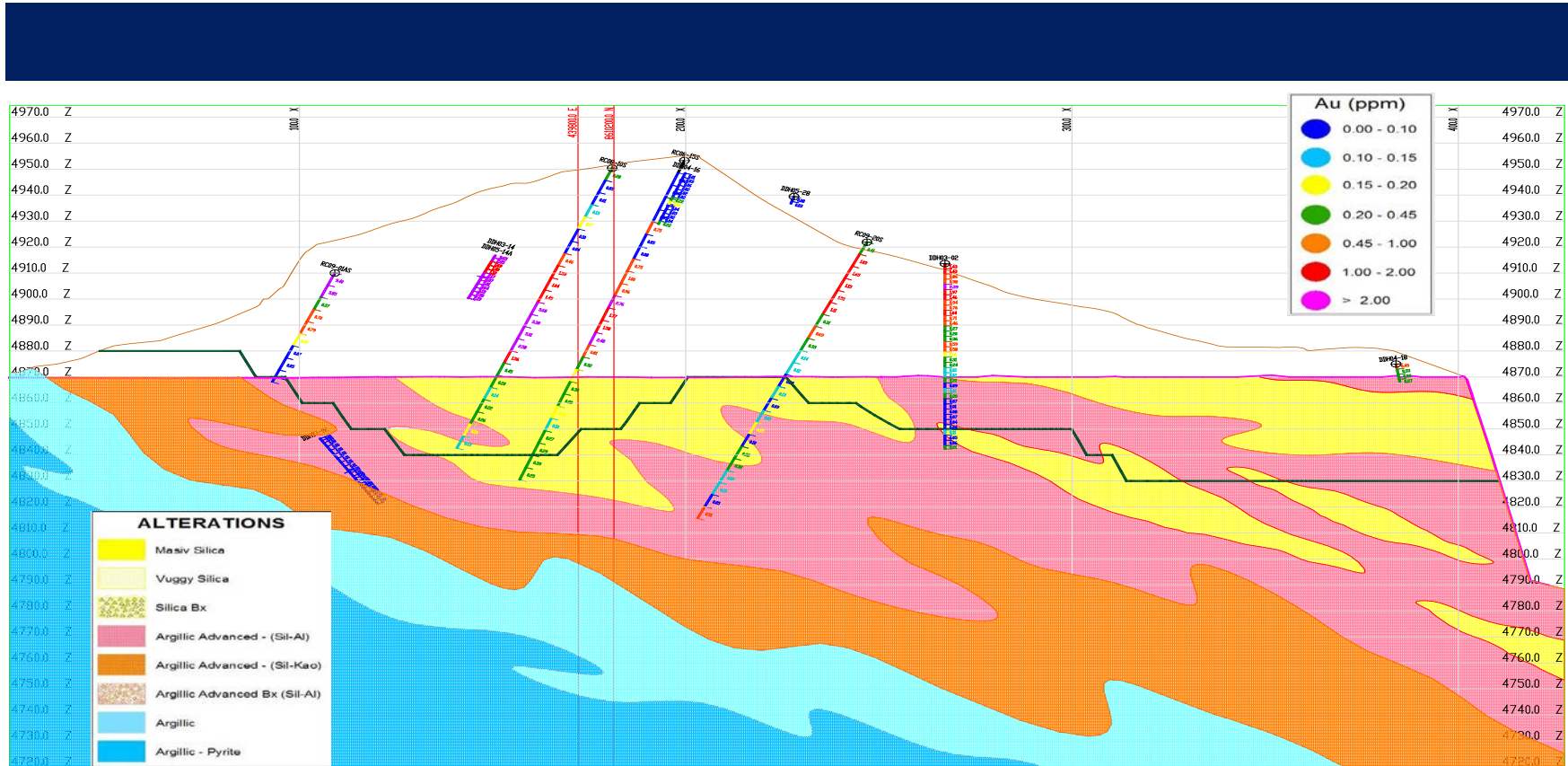


## PLANO GEOLOGICO TAJO SUSAN INICIAL



Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi

## SECCION GEOLOGICA TAJO SUSAN ACTUAL

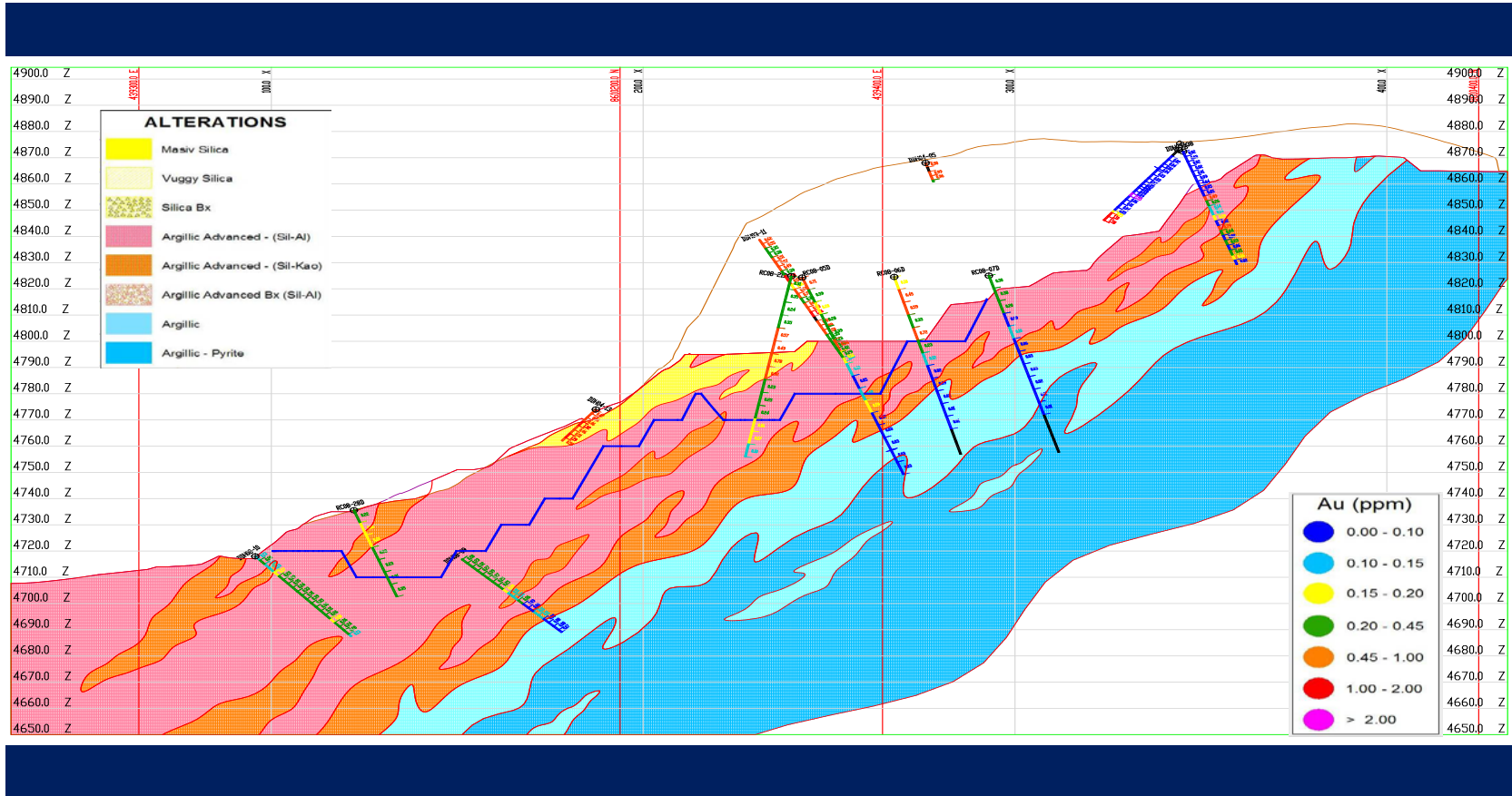


Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi





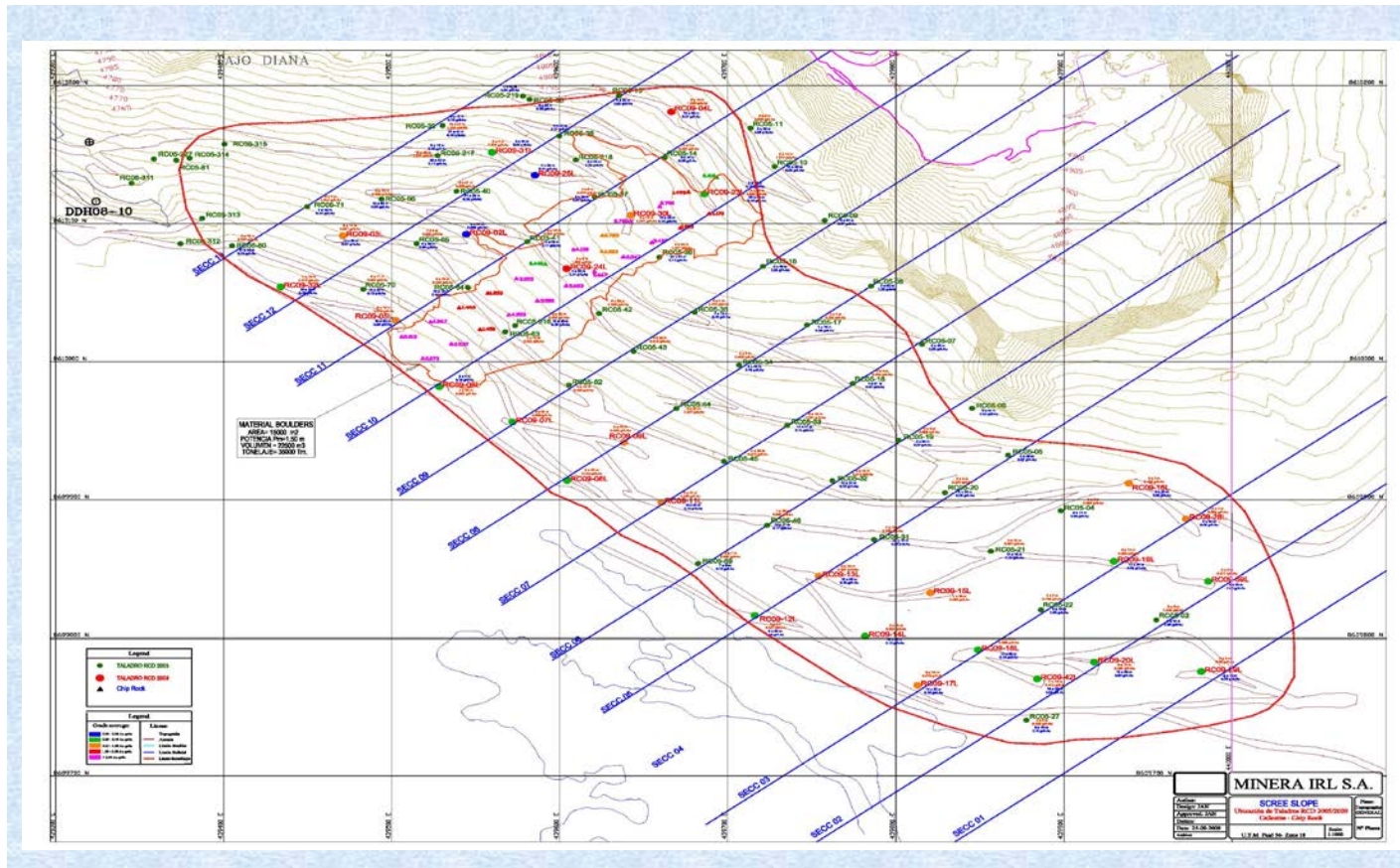
## SECCION GEOLOGICA TAJO DIANA ACTUAL



Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi



## SECCIONES GEOLOGICAS EN TODA LA ZONA DE ESTUDIO

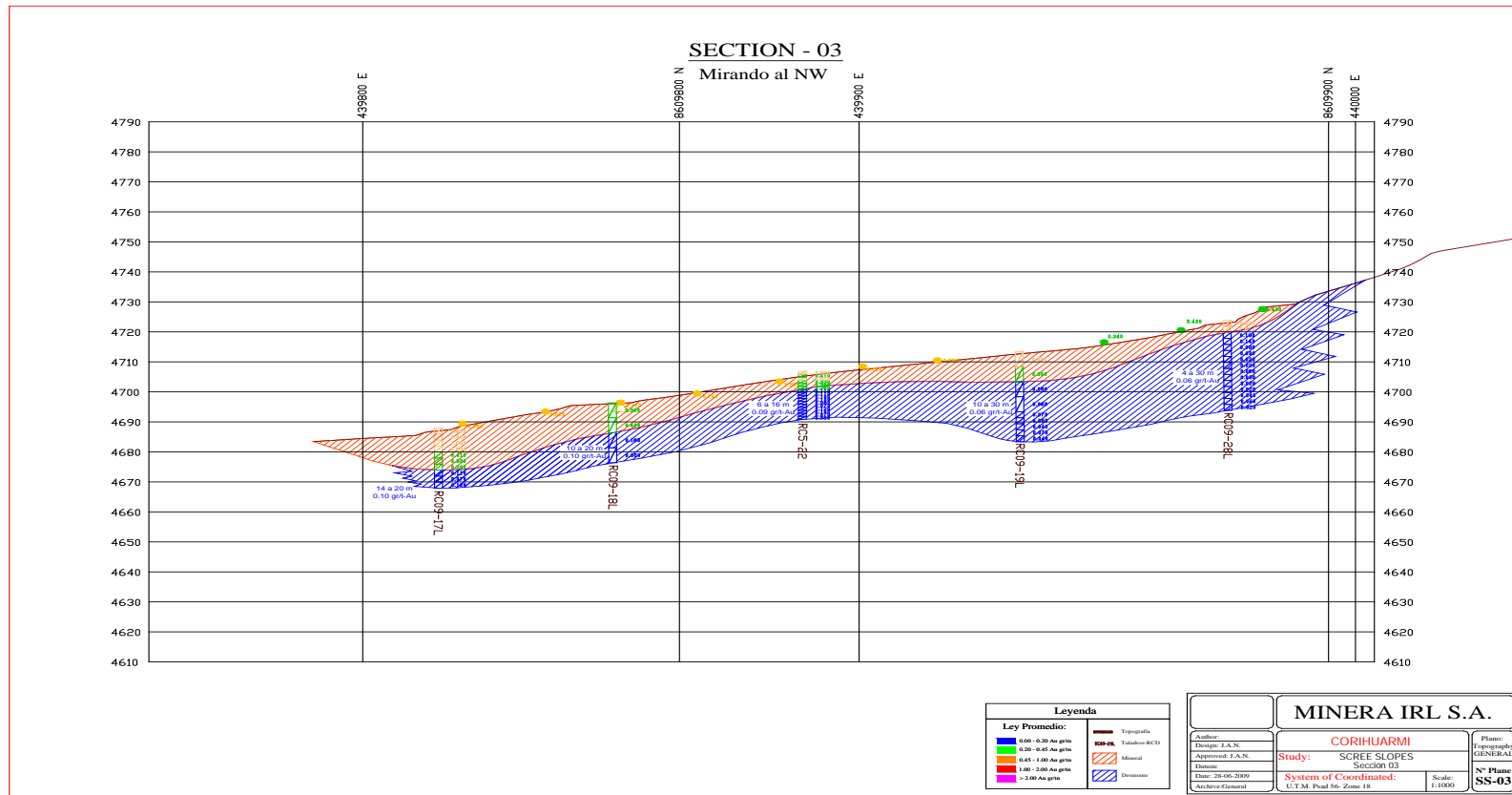


Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi





# SECCION 03

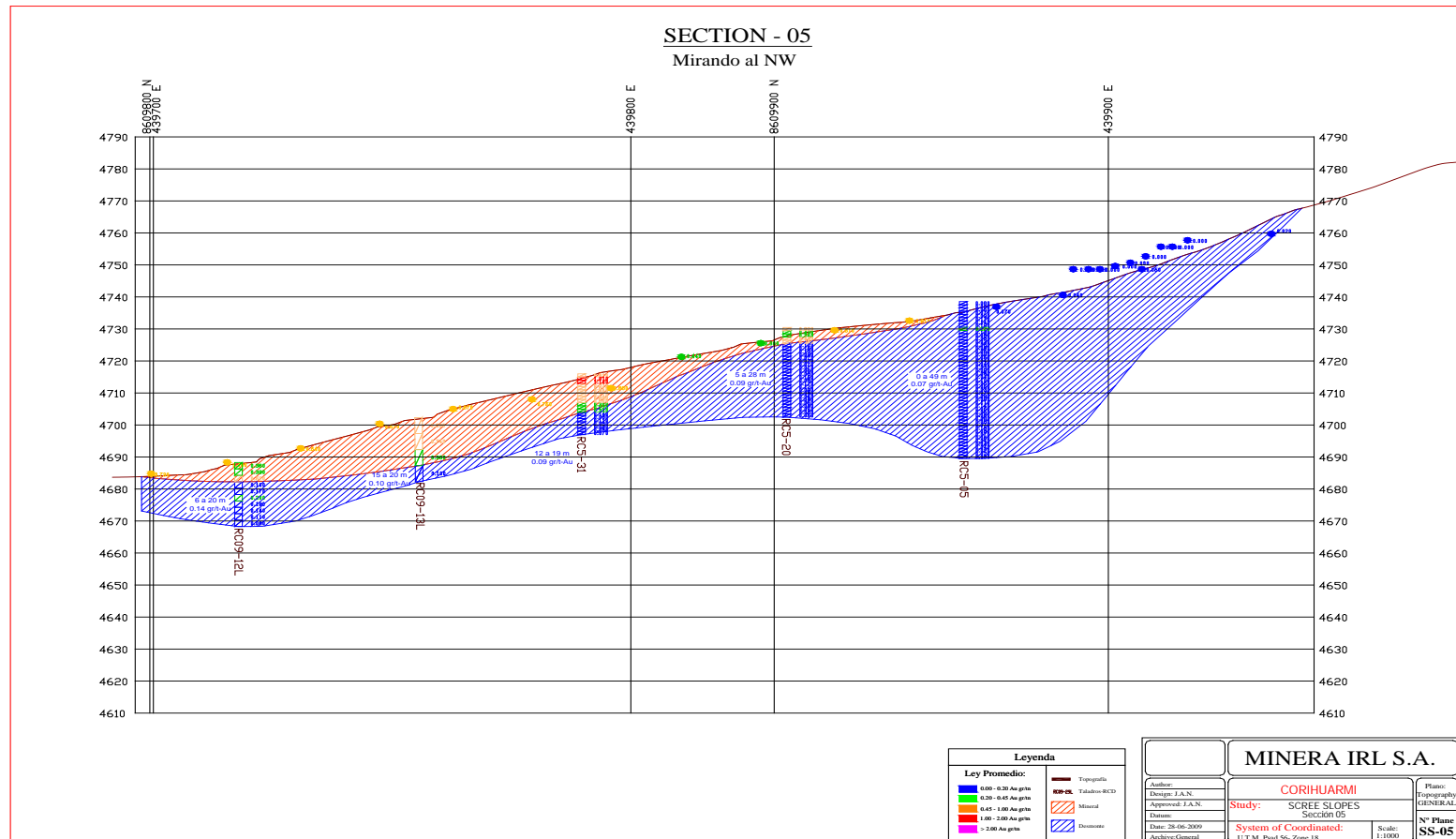


Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi



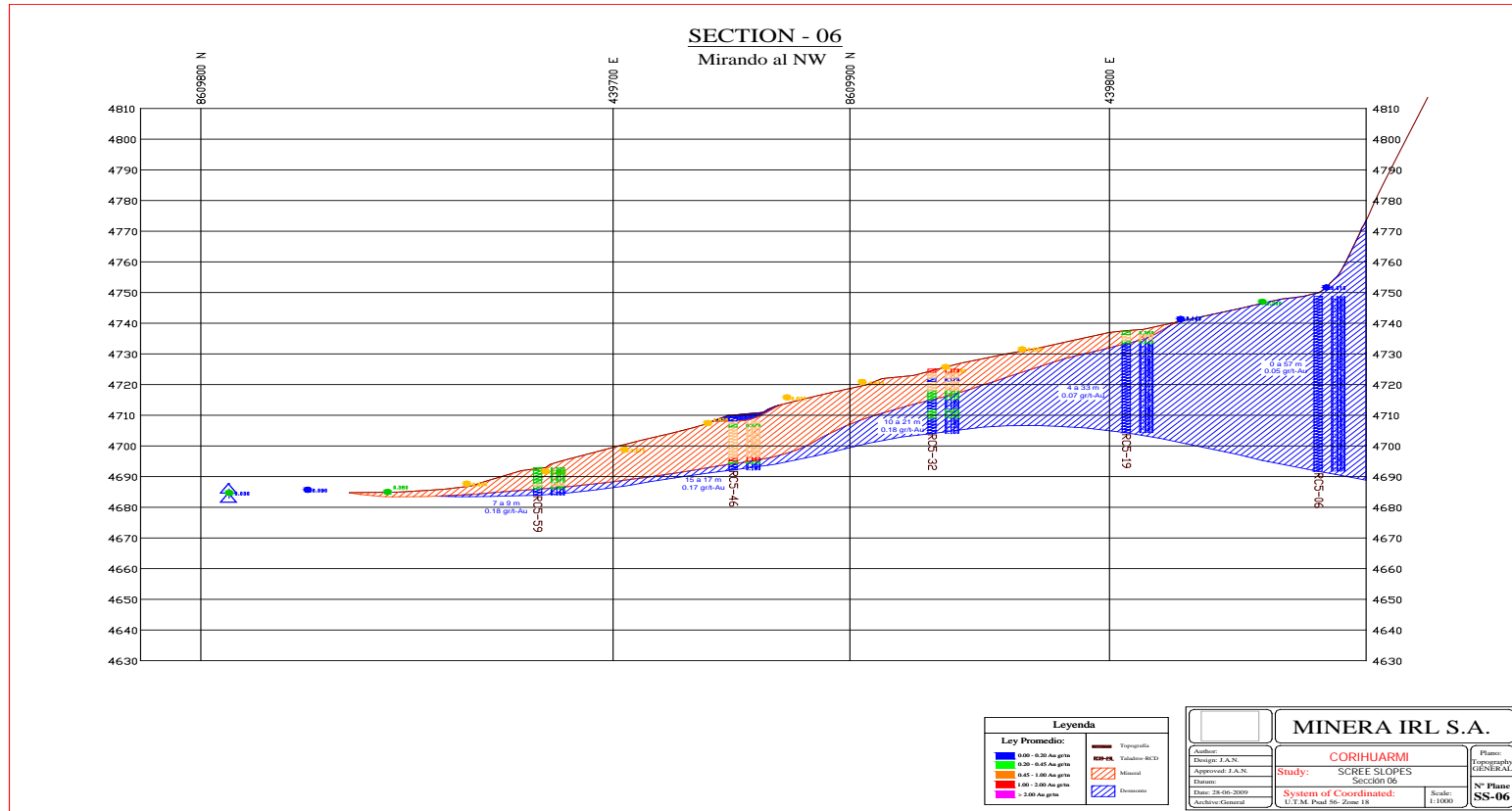


# SECCION 05



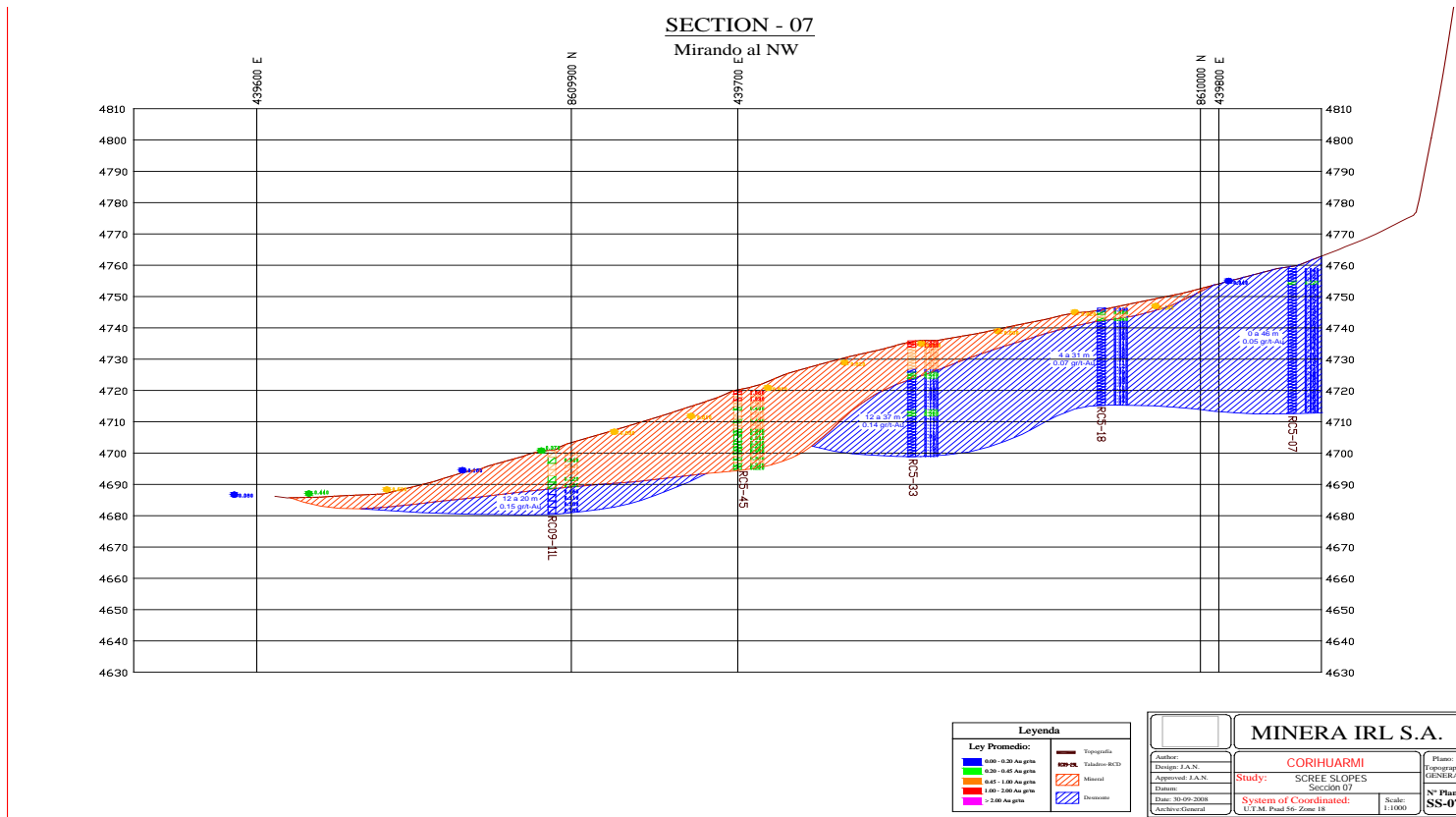
Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

# SECCION 06



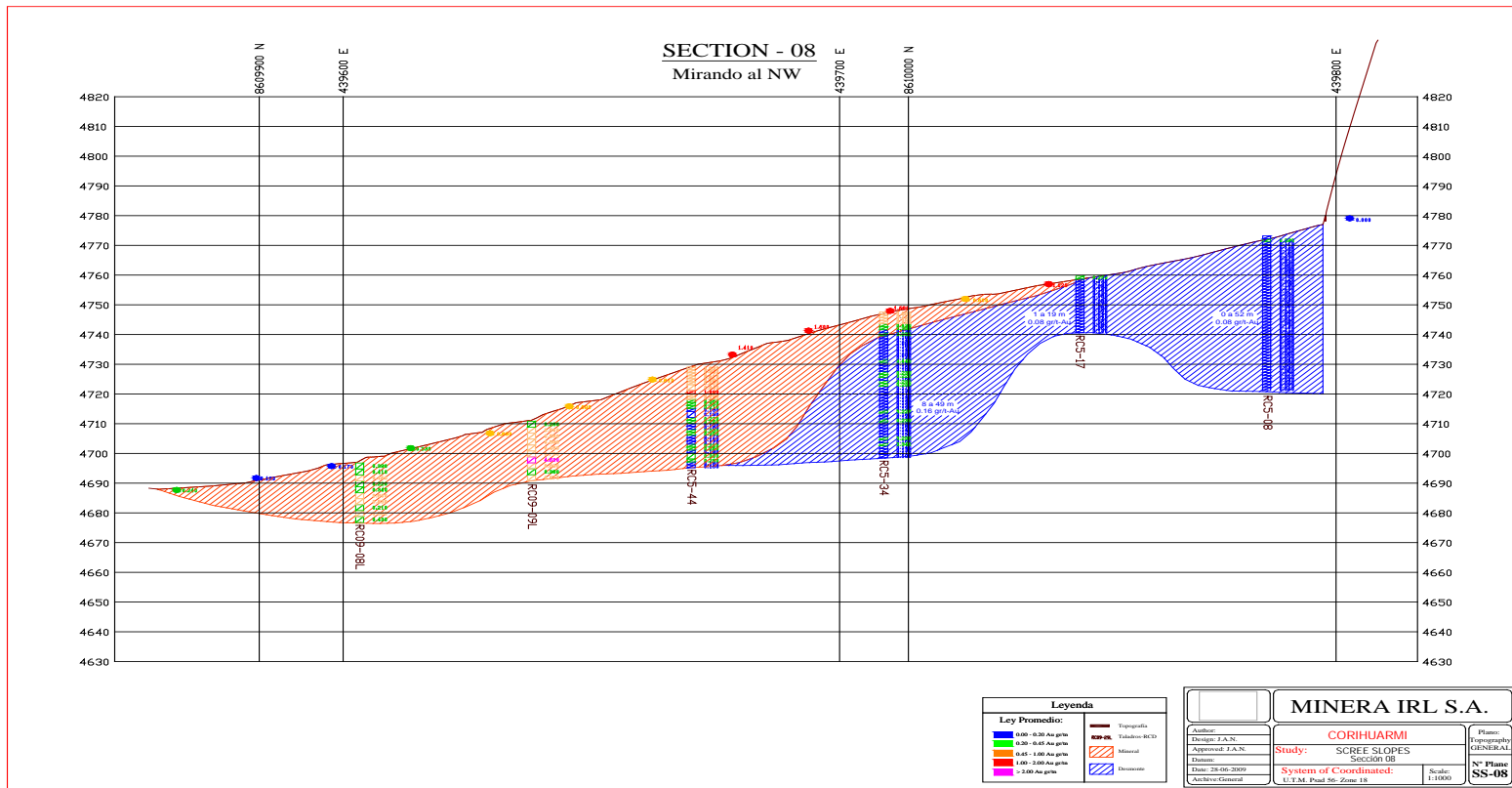
Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

# SECCION 07



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

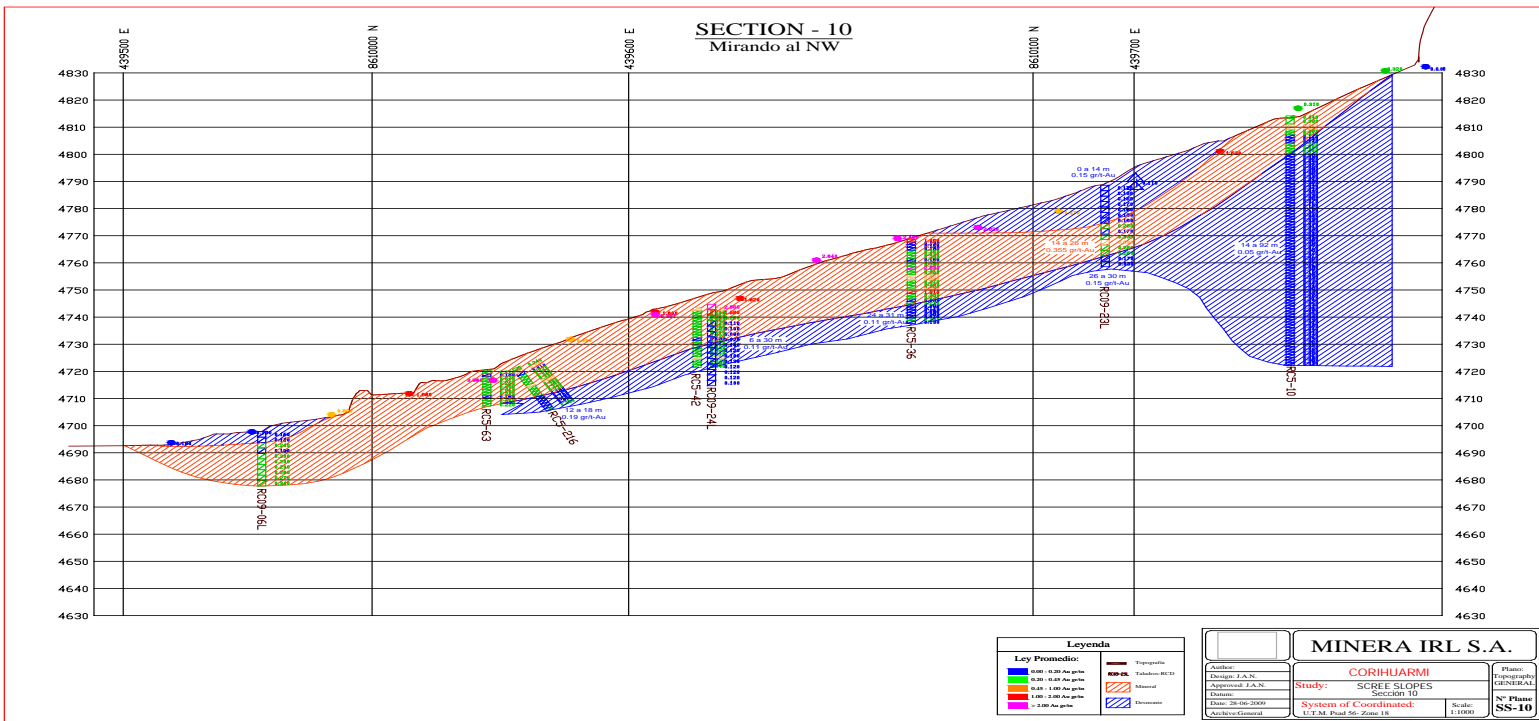
# SECCION 08



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

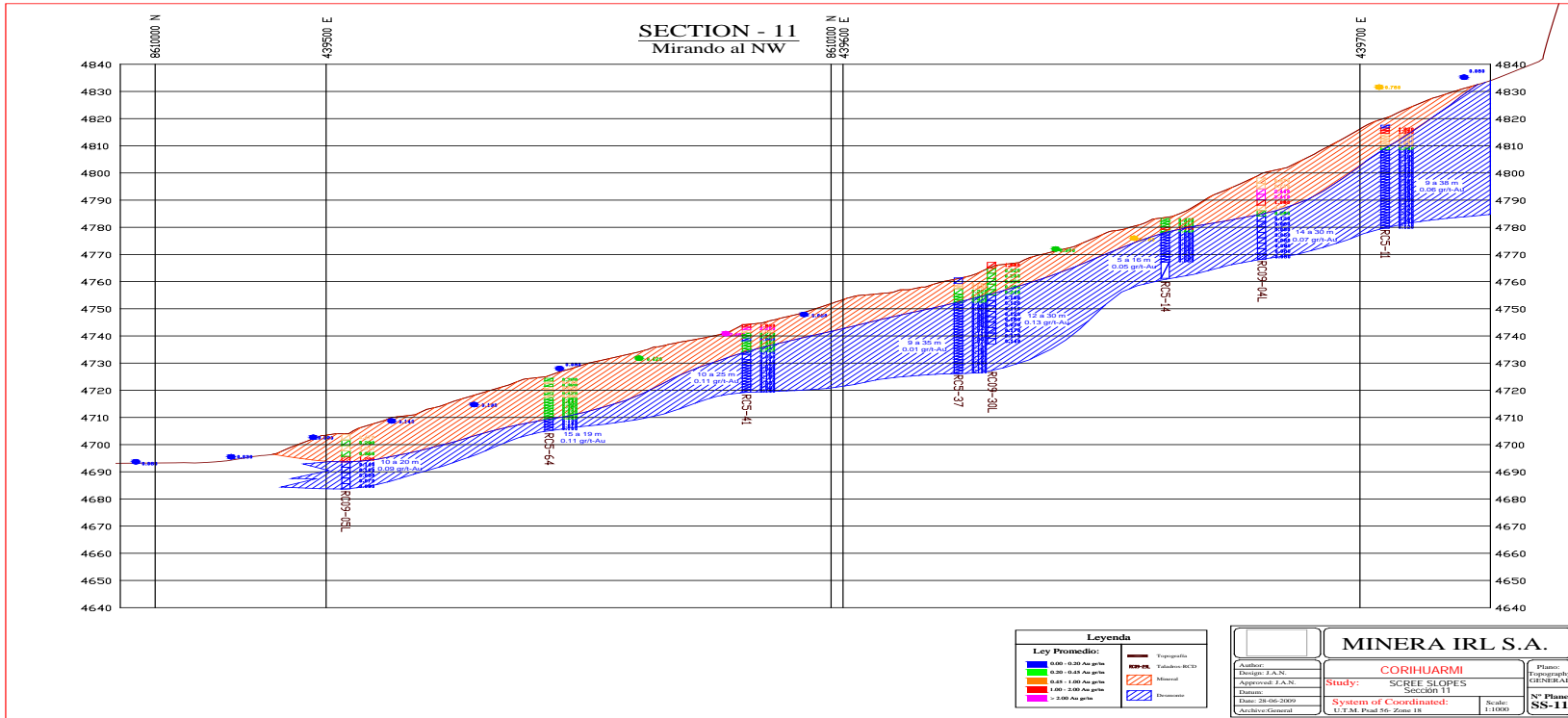


# SECCION 10



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

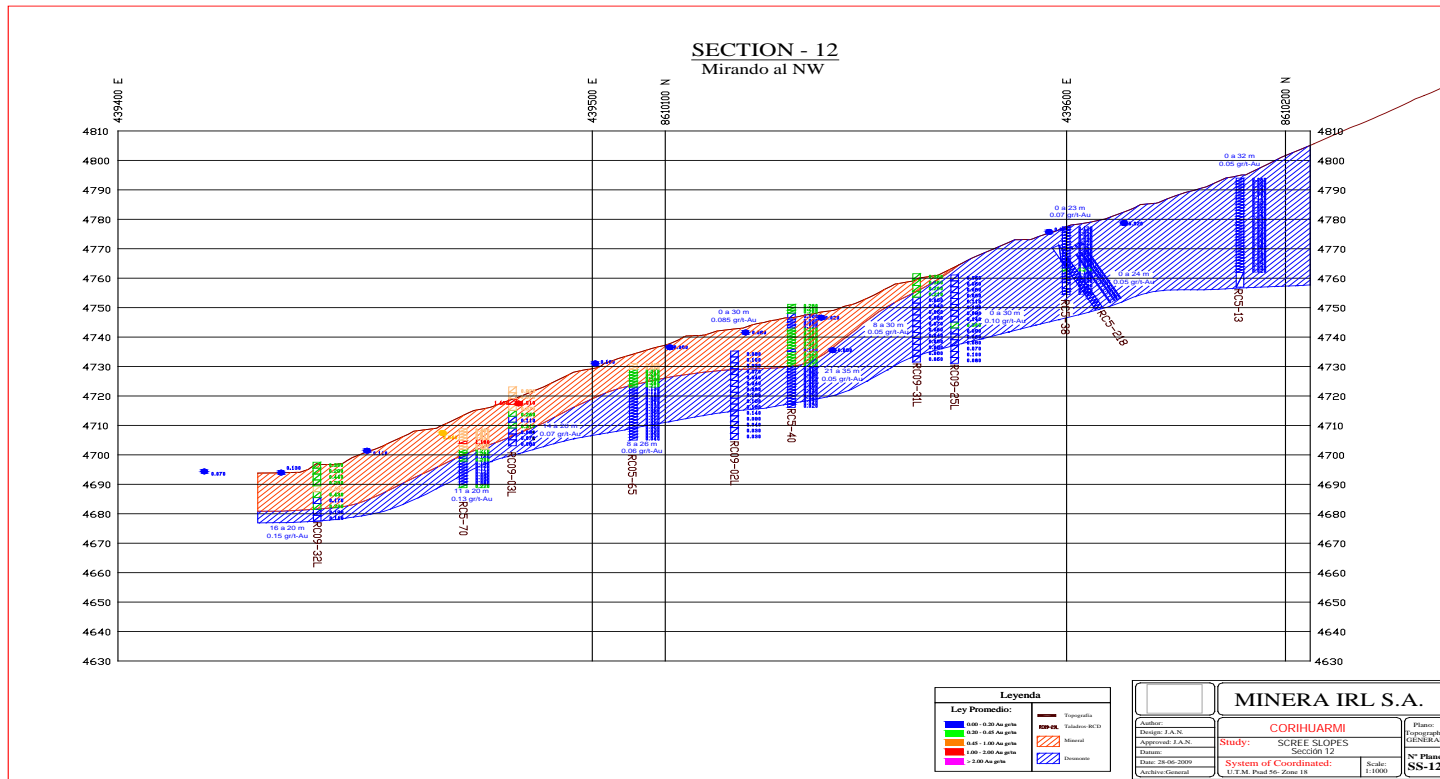
# SECCION 11



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

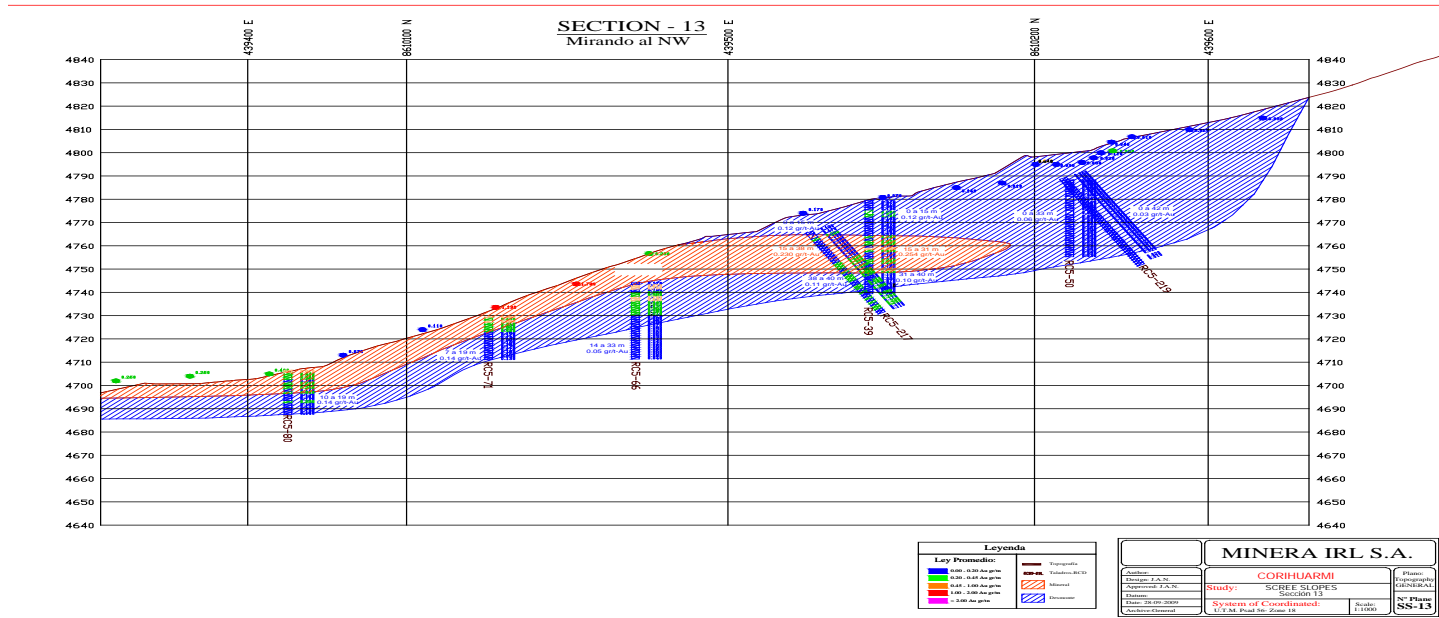


# SECCION 12



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

# SECCION 13



Fuente: Área de Planeamiento Mina Corihuarmi

## RESUMEN DE PERFORACION RCD 2005

BCREE BLOPE - 2005																		
Perforación RCD																		
Nº	Tubos	Ejecución	Banco	Norte	Manantial	Longitud	Caudal (m³)	Cip	Tramo: Mineral (m)				Tramo: Siliceo (m)				Llen (m)	
									Presión	Ta	Longitud	Q (m³/d)	Presión	Ta	Longitud	Q (m³/d)		
1	RC0-02	3	4300 04 000	00 008 12 000	07 00 000	16	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	0	10	0.000	16.00	
2	RC0-04	4	4300 08 000	00 008 00 000	07 34 000	17	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	0	10	0.000	17.00	
3	RC0-04	0	4300 00 700	00 000 33 300	07 38 000	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	0	10	0.000	10.00	
4	RC0-06	0	4300 00 310	00 000 00 170	07 08 770	07	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	0	07	0.000	07.00	
5	RC0-07	7	4300 10 000	00 100 12 000	07 08 000	08	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	0	08	0.000	08.00	
6	RC0-08	8	4307 00 300	00 100 04 000	07 73 170	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	0	00	0.000	00.00	
7	RC0-00	0	4307 07 000	00 101 03 100	08 08 070	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	0	00	0.000	00.00	
8	RC0-10	10	4307 07 700	00 101 01 300	08 14 300	00	0	-00.00	0	14	14	0.010	14	02	78	0.010	03.00	
9	RC0-11	11	4307 13 000	00 101 08 000	08 17 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
10	RC0-12	12	4300 30 300	00 101 03 710	07 08 000	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
11	RC0-12	11	4300 00 300	00 101 07 000	07 08 000	10	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	10	10	0.000	10.00	
12	RC0-16	0	4307 00 000	00 100 08 000	07 08 000	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
13	RC0-17	3	4307 07 000	00 100 00 040	07 00 000	10	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	10	10	0.000	10.00	
14	RC0-18	7	4307 74 300	00 000 04 100	07 08 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
15	RC0-10	0	4308 01 000	00 000 18 000	07 07 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
16	RC0-00	0	4308 00 100	00 000 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
17	RC0-01	4	4308 00 000	00 008 00 000	07 18 000	18	0	-00.00	0	18	18	0.000	18	18	0	0.000	18.00	
18	RC0-02	3	4308 00 000	00 008 00 100	07 00 000	18	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	18	18	0.000	18.00	
19	RC0-07	3	4308 77 000	00 007 00 300	08 00 000	10	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	10	10	0.000	10.00	
20	RC0-01	0	4307 07 000	00 008 71 000	07 10 000	10	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	10	7	0.000	10.00	
21	RC0-02	0	4307 03 100	00 000 18 710	07 00 000	00	0	-00.00	0	10	10	0.010	10	00	00	0.010	00.00	
22	RC0-03	7	4307 00 300	00 000 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	00	00	0.000	00.00	
23	RC0-04	8	4307 00 000	00 000 07 100	07 07 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	10	10	0.000	10.00	
24	RC0-05	0	4300 00 000	00 100 00 000	07 08 000	10	0	-00.00	0	7	7	0.000	7	10	10	0.000	10.00	
25	RC0-06	10	4300 00 100	00 100 00 000	07 08 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
26	RC0-07	11	4300 00 000	00 101 10 100	07 00 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
27	RC0-08	12	4300 00 000	00 101 00 300	07 77 000	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
28	RC0-00	13	4300 00 170	00 101 70 000	07 70 000	00	0	-00.00	10	00	10	0.000	10	10	10	0.000	10.00	
29	RC0-10	13	4300 00 000	00 101 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
30	RC0-11	11	4300 00 000	00 100 00 000	07 04 000	00	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	00	00	0.000	00.00	
31	RC0-12	10	4300 00 310	00 100 04 770	07 03 000	00	0	-00.00	0	00	00	0.000	0	0	0	0.000	00.00	
32	RC0-13	0	4300 00 000	00 100 07 000	07 07 000	00	0	-00.00	0	00	00	0.000	0	0	0	0.000	00.00	
33	RC0-14	8	4300 00 000	00 000 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	0	00	00	0.000	0	0	0	0.000	00.00	
34	RC0-15	7	4300 07 700	00 000 07 700	07 10 000	00	0	-00.00	0	00	00	0.000	0	0	0	0.000	00.00	
35	RC0-16	6	4307 00 000	00 000 00 000	07 00 000	17	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	17	0	0.000	17.00	
36	RC0-00	18	4300 01 000	00 101 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	-	-	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
37	RC0-00	0	4300 00 300	00 000 00 000	08 00 000	0	0	-00.00	0	7	7	0.000	7	0	0	0.000	00.00	
38	RC0-00	0	4300 00 000	00 000 00 000	07 00 000	13	0	-00.00	0	13	13	0.000	0	0	0	0.000	13.00	
39	RC0-03	10	4300 07 000	00 100 01 000	07 00 000	13	0	-00.00	0	13	13	0.000	0	0	0	0.000	13.00	
40	RC0-04	11	4300 00 000	00 100 00 000	07 04 000	10	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	0	0	0.000	10.00	
41	RC0-05	12	4300 14 700	00 100 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
42	RC0-06	13	4304 00 000	00 101 17 000	07 04 000	00	0	-00.00	0	14	14	0.000	14	00	00	0.000	00.00	
43	RC0-07	13	4304 00 000	00 100 00 000	07 00 000	00	0	-00.00	0	0	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
44	RC0-07	13	4304 00 000	00 101 12 000	07 00 000	10	0	-00.00	0	7	7	0.000	7	10	10	0.000	10.00	
45	RC0-00	13	4304 04 000	00 100 00 000	07 00 000	10	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	10	0	0.000	10.00	
46	RC0-01	-	4303 74 710	00 101 00 700	07 00 000	00	0	-00.00	0	10	10	0.000	10	10	0	0.000	10.00	
47	RC0-00	10	4300 70 000	00 100 00 000	07 00 000	10	00	-00.00	0	10	10	0.000	10	0	0	0.000	10.00	
48	RC0-01	13	4300 07 000	00 101 00 100	07 00 000	00	00	-00.00	10	00	00	0.000	10	00	00	0.000	00.00	
49	RC0-02	13	4300 00 000	00 101 00 000	07 70 000	00	00	-00.00	-	-	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
50	RC0-10	13	4300 70 000	00 101 00 000	07 00 000	00	00	-00.00	-	-	0	0.000	0	00	00	0.000	00.00	
51	RC0-00	-	4300 00 000	00 101 00 000	07 00 000	00	00	-70.00	0	0	0	0.000	0	0	0	0.000	00.00	
52	RC0-01	-	4300 00 000	00 101 00 100	07 04 000	00	00	-70.00	0	00	00	0.000	0	0	0	0.000	00.00	
53	RC0-02	-	4300 14 700	00 100 00 000	07 00 000	10	00	-70.00	0	14	14	0.000	14	10	10	0.000	10.00	
54	RC0-03	-	4300 07 000	00 101 00 000	07 00 000	10	00	-70.00	0	7	7	0.000	7	10	10	0.000	10.00	
55	RC0-04	-	4300 70 000	00 101 07 000	07 00 000	13	00	-70.00	0	0	0	0.000	0	13	13	0.000	13.00	
56	RC0-05	-	4304 00 000	00 101 07 000	07 07 000	10	00	-70.00	0	10	10	0.000	10	10	10	0.000	10.00	
<b>Totales de metros perforados</b>																		
									Mineral (m)		0.00		Siliceo (m)		1.000		10.00	

Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi

## RESUMEN DE PERFORACION RCD 2009

SCREE SLOPE - 2009

Perforación RCD

N°	Taladro	Sección	Este	Norte	Elevation	Lenght	Azimuth	Dip	Tramo Mineralizado (m)				Tramo de desmonte				Lenght Total (m)
									From	To	Lenght	Au (ppm)	From	To	Lenght	Au (ppm)	
1	RC9-02L	12	439544.262	8610090.843	4735.239	30	0°	91.1942	-	-	0		0	30	30	0.085	30.00
2	RC9-03L	12	439470.094	8610089.777	4723.075	20	0°	90.9909	0	14	14	0.592	14	20	6	0.07	20.00
3	RC9-04L	11	439666.340	8610180.906	4708.150	30	0°	89.4275	0	14	14	1.206	14	30	16	0.071	30.00
4	RC9-05L	11	439502.414	8610028.420	4703.670	20	0°	91.0428	0	10	10	0.603	10	20	10	0.094	20.00
5	RC9-06L	10	439528.270	8609980.500	4697.783	20	0°	91.3569	4	20	16	0.240	0	4	4	0.146	20.00
6	RC9-07L	9	439571.738	8609954.891	4704.552	20	0°	90.6933	0	20	20	0.348	0	0	0	-	20.00
7	RC9-08L	8	439604.275	8609912.594	4696.773	20	0°	90.8938	0	20	20	0.443	-	-	0	-	20.00
8	RC9-09L	8	439638.076	8609940.132	4710.819	20	0°	90.7631	0	20	20	0.958	0	0	0	-	20.00
9	RC9-11L	7	439660.362	8609896.564	4700.754	20	0°	90.9842	0	12	12	0.482	12	20	8	0.146	20.00
10	RC9-12L	5	439716.080	8609814.838	4688.284	20	0°	90.8960	0	6	6	0.421	6	20	14	0.141	20.00
11	RC9-13L	5	439754.116	8609843.226	4702.208	20	0°	89.0544	0	15	15	0.551	15	20	5	0.104	20.00
12	RC9-14L	4	439781.733	8609799.904	4694.307	20	0°	89.4508	0	15	15	0.382	15	20	5	0.162	20.00
13	RC9-15L	4	439820.429	8609831.245	4708.374	30	0°	91.0269	0	30	30	0.462	0	0	0	-	30.00
14	RC9-16L	4	439938.675	8609910.478	4728.863	30	0°	90.7772	0	4	4	0.709	4	30	26	0.057	30.00
15	RC9-17L	3	439912.888	8609764.250	4687.951	20	0°	89.6806	0	14	14	0.473	14	20	6	0.101	20.00
16	RC9-18L	3	439848.844	8609789.908	4696.374	20	0°	89.5194	0	10	10	0.398	10	20	10	0.101	20.00
17	RC9-19L	3	439929.725	8609854.000	4713.381	30	0°	89.4308	0	10	10	0.393	10	30	20	0.056	30.00
18	RC9-20L	2	439918.006	8609781.030	4696.109	20	0°	89.1756	0	10	10	0.260	10	20	10	0.039	20.00
19	RC9-23L	10	439685.871	8610120.075	4788.616	30	0°	89.5256	14	26	12	0.355	0	14	14	0.151	26.00
									-	-	0		26	30	4	0.104	4.00
20	RC9-24L	10	439604.009	8610065.920	4744.773	30	0°	91.0644	0	6	6	1.565	6	30	24	0.112	30.00
21	RC9-25L	12	439505.106	8610133.634	4761.050	30	0°	90.9028	-	-	0		0	30	30	0.097	30.00
22	RC9-28L	3	439972.548	8609884.774	4723.808	30	0°	89.0975	0	4	4	0.584	4	30	26	0.055	30.00
23	RC9-29L	1	439981.712	8609774.196	4696.427	20	0°	90.9631	0	5	5	0.200	5	20	15	0.030	20.00
24	RC9-30L	11	439642.035	8610104.640	4767.066	30	0°	89.8322	0	12	12	0.522	12	30	18	0.134	30.00
25	RC9-31L	17	439559.661	8610150.261	4761.495	30	0°	89.9947	0	8	8	0.274	8	30	22	0.053	30.00
26	RC9-32L	12	439433.828	8610052.762	4697.460	20	0°	89.5156	0	16	16	0.315	16	20	4	0.152	20.00
27	RC9-42L	2	439684.108	8609768.847	4692.376	20	0°	91.0639	0	10	10	0.415	10	20	10	0.039	20.00
28	RC9-59L	2	439905.060	8609839.567	4713.855	30	0°	89.1814	0	2	2	0.377	2	30	28	0.060	30.00
<b>Total de metros perforados</b>						<b>680</b>			<b>Mineral (m)</b>	<b>315</b>	<b>0.513</b>	<b>Desmonte (m)</b>	<b>365</b>	<b>0.085</b>	<b>680.00</b>		

Fuente: Área de Geología Mina Corihuarmi