



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E**  
**INGENIERÍA METALÚRGICA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**



**PRUEBAS DE REMOCIÓN Y RELIXIVIACIÓN PARA  
RECUPERAR ORO Y PLATA EN UN PAD PILOTO EN LA  
EMPRESA MINERA ARUNTANI S.A.C.**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. ELVERT MARIO CCASA CHOQUE**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO METALURGISTA**

**PUNO – PERÚ**

**2020**



## DEDICATORIA

*Esta tesis está dedicada a:*

*A mi madre Doris y mi segunda madre Fortunata quienes con su amor, paciencia y esfuerzo me han permitido llegar a cumplir hoy un sueño más, gracias por inculcar en mí el ejemplo de esfuerzo y valentía, de no temer las adversidades porque Dios está conmigo siempre.*

*Mis hermanos Sara, Nicolas y Elizabeth por su cariño y apoyo incondicional, durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento gracias. A toda mi familia porque con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron de mí una mejor persona y de una u otra forma me acompañan en todos mis sueños y metas.*

***Elvert Mario Ccasa choque***



## AGRADECIMIENTO

*El presente trabajo agradezco a Dios por ser mi guía y acompañarme en el transcurso de mi vida, brindándome paciencia y sabiduría para culminar con éxito mis metas propuestas*

*A mi Asesor de tesis Dr. Dante salas avila ser mi pilar fundamental y haberme apoyado incondicionalmente, pese a las adversidades e inconvenientes que se presentaron.*

*Agradezco a los todos docentes que, con su sabiduría, conocimiento y apoyo, motivaron a desarrollarme como persona y profesional en la Universidad Nacional del Altiplano Puno.*

*Elvert Mario Ccasa choque*



## ÍNDICE GENERAL

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTO**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

**RESUMEN .....10**

**ABSTRACT .....11**

### **CAPITULO I**

#### **INTRODUCCIÓN**

**1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA. .... 13**

1.1.1. Objetivo general ..... 14

1.1.2. Objetivos específicos ..... 14

**1.2. JUSTIFICACION DEL PROYECTO ..... 14**

### **CAPITULO II**

#### **REVISIÓN DE LITERATURA**

**2.1. UBICACIÓN DEL PROYECTO..... 16**

**2.2. HISTORIA ..... 17**

**2.3. GEOLOGÍA ..... 18**

**2.4. MINERALIZACIÓN..... 24**

**2.5. ANTECEDENTES DEL PROYECTO ..... 26**

**2.6. OPERACIÓN EN EL PAD DE LIXIVIACIÓN ..... 27**

**2.7. MECANISMO DE DISOLUCIÓN DEL ORO POR CIANURACIÓN..... 27**

**2.8. DIAGRAMAS DE ESTABILIDAD (Pourbaix)..... 29**

**2.9. FACTORES QUE AFECTAN LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN DEL Au  
..... 30**

**2.10. LLENADO DEL PAD DE LIXIVIACIÓN ..... 39**

### **CAPITULO III**

#### **MATERIALES Y MÉTODOS**

**3.1. REMOCIÓN DE MINERAL EN PAD ESPECIAL:..... 47**

**3.2. PRUEBAS METALÚRGICAS..... 51**



3.2.1. Plan de pruebas metalúrgicas a realizar con la muestra de mineral de Pad Especial.....	52
<b>3.3. METODOLOGÍA.....</b>	<b>58</b>
<b>3.4. EQUIPO Y MATERIALES.....</b>	<b>59</b>
<b>3.5. DESARROLLO DE LA PRUEBA .....</b>	<b>59</b>
3.5.1. Preparación Mecánica .....	60
3.5.2. Prueba de Alcalinidad.....	61
3.5.3. Prueba Flash.....	61
3.5.4. Prueba en Botella.....	61
3.5.5. Pruebas en Columna de 1m altura.....	61
3.5.6. Envío de muestras sólidas para análisis .....	62
3.5.7. Solución de riego .....	62
<b>CAPITULO IV</b>	
<b>RESULTADOS Y DISCUSIÓN</b>	
<b>4.1. RESULTADOS DEL PAD ESPECIAL.....</b>	<b>66</b>
<b>V. CONCLUSIONES .....</b>	<b>68</b>
<b>VI. RECOMENDACIONES .....</b>	<b>69</b>
<b>VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....</b>	<b>70</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>73</b>

**Área:** Metalurgia extractiva.

**Línea:** Hidrometalurgia.

**FECHA DE SUSTENTACIÓN:** 17 de enero del 2020.



## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la Mina Tucari. ....	16
Figura 2. Vista General de la Mina Tucari. ....	17
Figura 3. Mapa de la Geología Regional. ....	20
Figura 4. Mapa geológico .....	26
Figura 5. Representación esquemática de la corrosión de la superficie solida del oro en contacto con la solución de cianuro que contiene oxígeno. ....	28
Figura 6. Diagrama de Estabilidad Potencial-pH, para el sistema Au-H <sub>2</sub> O-CN- a 25°C (Marsden and House, 1992). ....	29
Figura 7. Concentración del Oxígeno Disuelto vs. La Disolución del Oro. ....	30
Figura 8. Concentración de Cianuro vs. Velocidad de Disolución del Oro (Obtenido en Laboratorio Metalúrgico). ....	32
Figura 9. %CN <sup>-</sup> vs. %HCN .....	34
Figura 10. Gráfica que representa la velocidad de disolución del oro en una solución cianurada en función de la temperatura (Marsden and House, 1992). ....	36
Figura 11. Llenado del Pad de Lixiviación. ....	40
Figura 12. Recepción del Mineral, zona de descarga Lift 10 celda N° 38. ....	41
Figura 13. Muestreo del Mineral, Banco 5010 Polígono N° 19. ....	42
Figura 14. Almacenamiento de cal en la zona de descarga del Pad de Lixiviación. ....	43
Figura 15. Dosificación de cal, cada bolsa es de 1 tonelada. ....	43
Figura 16. Empuje y Escarificado de Mineral. ....	44
Figura 17. Armado de Celdas de Riego, celda N° 33 Lift 3. ....	46
Figura 18. Purgado de Mangueras. ....	46
Figura 19. Zonas para la remoción del mineral en Pad Especial de Lixiviación. ....	47
Figura 20. Secuencia de remoción del mineral en Pad Especial de Lixiviación .....	48



Figura 21. Inicio de carguio de mineral de pad especial zona 1 hacia la zona 11 .....	48
Figura 22. Zona 1 pad especial, retirando el mineral, para luego el material de la zona 2 se mueva a la zona 1.....	49
Figura 23. Mineral de zona depositado sobre la zona 11 del pad especial .....	49
Figura 24. Extracción de muestra de mineral de pad especial zona 1 .....	50
Figura 25. Preparación de la muestra (4 t. aprox. ) compósito de mineral de pad especial zona 1 .....	51
Figura 26. Cuarteo de muestras .....	60
Figura 27. Diagrama de cuarteo (Realizado por laboratorio Metalúrgico).....	61
Figura 28. Diagrama de sistema de riego. ....	62



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Distribución granulométrica del composito del pad.....	63
Tabla 2. Evaluando el mineral de Pad especial con los siguientes escenarios. ....	63





## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

NTU	: Unidad de medición para la turbidez
Jar test	: Práctica de laboratorio
Ge	: Gravedad específica
Oz	: Onza
V	: Volumen
cm/min	: Centímetros por minuto
Na <sub>2</sub> S	: Sulfuro de sodio
NaHS	: Sulfhidrato de sodio
MINAM	: Ministerio del Ambiente
IUPAC	: Unión Internacional de Química Pura y Aplicada
EUA	: Agencia de Protección Ambiental
USEPA	: Agencia de Protección del Medio Ambiente de Estados Unidos
LMP	: Límites Máximos Permisibles
%S	: Porcentaje de sólidos
pH	: Medida de acidez o alcalinidad de una disolución
Ca(OH) <sub>2</sub>	: Hidróxido de calcio
g/t	: Gramos por tonelada
ppm	: Partes por millón
g/L	: Gramos por litro
Lift	: Elevación de una pad de lixiviación



## RESUMEN

Se ha demostrado que el Perú es un país de gran potencial de riqueza mineral, nació una nueva tecnología para el tratamiento de minerales que inicialmente se consideraban desmontes o minerales que por su formación geológica que no era posible tratarlo por métodos convencionales. El proyecto minero se encuentra 3800 msnm. en cierre de mina, pero con este proyecto buscamos ampliar la vida de la mina para el pad I, II y III. el objetivo principal es realizar pruebas metalúrgicas en los rípios para incrementar el porcentaje de recuperación de oro y plata. A la fecha se tiene depositado aproximadamente 114,000 m<sup>3</sup> de mineral, el cual será removido por zonas, para esto el volumen total será dividido en 11 zonas, de tal manera que sea operativo y eficiente el movimiento del mineral, asimismo en toda la operación se procederá a alcalinizar el mineral de acuerdo al ratio de cal adecuado que se determine en el laboratorio metalúrgico. En base a pruebas experimentales realizadas a escala de laboratorio, estas pruebas fueron llevadas a cabo en la empresa ARUNTANI S.A.C. Como consecuencia de los resultados obtenidos experimentalmente se considera que existen ventajas cualitativas y cuantitativas que favorecen la remoción y relixiviación del pad piloto para poder determinar el porcentaje recuperación de oro y plata en un mineral ya procesado o lixiviado, De acuerdo a los resultados obtenidos se realizó una evaluación técnica y económica para determinar la viabilidad de REMOCION y RELIXIVIACION, del mineral depositado en los PAD'S de Lixiviación de la unidad minera TUCARI. El presente trabajo es producto de numerosas pruebas metalúrgicas, recopilación de datos y experiencia en el campo de la lixiviación el material considerado como rípio ha sido removido y muestreado, luego se ha realizado las diferentes pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio considerando el riesgo llegando a la conclusión de que el proyecto no es viable por aspectos de costos producción.

**Palabras clave:** Remocion, mineral, rípios, relixiviación, pad.



## ABSTRACT

Perú has been shown to be a country with great potential for mineral wealth. Since man discovered that he could dissolve the copper contained in ores or waste by watering acid solutions or letting the environment act on them, a new technology was born. For the treatment of minerals that were initially considered wastelands or minerals that due to their geological formation that it was not possible to treat it by conventional methods. The mining project is 3800 m.s.n.m. in mine closure but with this project we seek to extend the life of the mine for pad I, II and III. The main objective is to carry out metallurgical tests on the rubble to find the percentage of recovery of gold and silver. To date, approximately 114,000 m<sup>3</sup> of mineral has been deposited, which will be removed by zones, for this the total volume will be divided into 11 zones, in such a way that the movement of the mineral is operative and efficient, and the entire operation will also proceed to alkalize the mineral according to the appropriate lime ratio to be determined in the metallurgical laboratory. Based on experimental tests carried out on a laboratory scale, these tests were carried out at the company ARUNTANI S.A.C. As a consequence of the results obtained experimentally, it is considered that there are qualitative and quantitative advantages that favor the removal and relaxation of the pilot pad in order to determine the recovery percentage of gold and silver in a mineral already processed or leached. According to the results obtained, it was carried out a technical and economic evaluation to determine the viability of REMOVAL and RELIXIVIATION of the mineral deposited in the TUCARI Leaching PADs. This work is the product of numerous metallurgical tests, data collection and experience in the field of leaching, the material considered as rubble has been removed and sampled, then the different metallurgical tests have been carried out at the laboratory level considering the irrigation, reaching the conclusion that the project is not viable due to production cost aspects.

**Keywords:** Removal, mineral, rubble, relxiviation, pad.



# CAPITULO I

## INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación, describe todo el proceso de extracción del oro del mineral en las diferentes Operaciones.

Se describe la Geología de la localidad, la mineralización; que nos indica que el oro es de filiación epitermal de alta sulfuración, y debido a la aparición de los minerales sulfurados en el tajo, se realizaron mejoras operativas reduciendo nuestro costo operativo en la lixiviación del mineral mixto óxido-sulfuro.

En Operaciones Mina se describe la perforación, voladura, carguío y transporte del mineral realizándose 23,500 toneladas diarias.

En Construcción Pad de Lixiviación se describe las diferentes etapas de construcción, con supervisión constante de la empresa especializada VECTOR PERU S.A.C

La Operación en el Pad de Lixiviación o Proceso Heap Leaching, es el proceso más importante de todas las operaciones, debido a que se recibe un contenido metálico de oro teniéndose que recuperar 78% de oro, para lo cual se tiene que coordinar con Geología Mina, Operaciones Mina que se cumplan todos los parámetros de operación y no tener problemas posteriores en la producción de oro.

La Planta de Procesos Merrill Crowe, con una capacidad de 1,000 m<sup>3</sup>/h, que se cuenta en la etapa de clarificación con filtros clarificadores modelo 72HC2200 de 500 m<sup>3</sup>/h de capacidad, con 98% de eficiencia en la desoxigenación, la precipitación o cementación de dore con una eficiencia de 94%, en la separación solido/liquido se usan los filtros prensas modelo QP1500-32-140.

La Planta de Destrucción de Cianuro, esta cuenta con la infraestructura necesaria en caso sea necesario hacer vertimiento al medio ambiente por exceso de solución debido



básicamente por lluvias, debiéndose cumplir los límites máximos permisibles para la descarga de efluentes líquidos de actividades Minero-Metalúrgicas, según

D.S N°010-2010 MINAM del 21 de agosto del 2010.

Las Pruebas Metalúrgicas de Escalamiento, se realizaron para poder definir si el mineral mixto va al Pad de Lixiviación o al desmonte dependiendo de las pruebas de recuperación de oro, consumo de cianuro de sodio y cal viva; además de la evaluación económica.

Finalmente se adjuntan los Cálculos Metalúrgicos, usados con frecuencia en la operación del Pad de Lixiviación y Planta Merrill Crowe.

Se realizaron pruebas metalúrgicas con el objetivo de aumentar la recuperación y de generar una rentabilidad Adicional en el PAD ESPECIAL. El cual tenía una recuperación acumulada de 86.04% en Au y 26.65% en Ag al inicio de las pruebas

Posterior a las pruebas Metalúrgicas se procede a realizar la Lixiviación del PAD ESPECIAL realizando una remoción total del mineral para romper canalizaciones y compactaciones que se hubieran podido generar dentro de la PILA, además se adicionó cal para elevar el pH y se rego con solución cianurada a 400 ppm .

### **1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.**

En la empresa minera Aruntani viene tratando minerales auríferos con una recuperación acumulada de 86.04% en Au y 26.65%.

Actualmente el proyecto minero se encuentra en un proceso de cierre de mina Por el cual se busca ampliar la vida útil de esta minera por tal se realizó pruebas de remoción y relixiviacion a minerales ya tratados que son ripios.

Se realizará pruebas metalúrgicas (pruebas de botellas, pruebas de columnas, pruebas de flash)



Posterior a las pruebas Metalúrgicas se procede a realizar la Lixiviación del PAD ESPECIAL realizando una remoción total del mineral para romper canalizaciones y compactaciones que se hubieran podido generar dentro de la PILA, además se adicionó cal para elevar el pH y se rego con solución cianurada a 400 ppm  
Se realizará una evaluación económica para dar viabilidad al dicho proyecto.

### **1.1.1. Objetivo general**

- Realizar pruebas de remoción y relixiviacion para la recuperación de oro y plata.

### **1.1.2. Objetivos específicos**

- Realizar pruebas metalúrgicas por lixiviación en columnas y flash para recuperar oro y plata
- Evaluar los resultados obtenidos técnica y económicamente para determinar la viabilidad de remoción y relixiviacion del mineral depositado en los pads de lixiviación.

## **1.2. JUSTIFICACION DEL PROYECTO**

Para el desarrollo de este proyecto de investigación de esta naturaleza es importante indicar los aspectos del porque es necesario realizar este estudio de investigación metalúrgica, en este sentido planteamos lo siguiente:

Evaluar el pocentaje de recuperacion en un pad piloto con la remosion de mineral y relixviacion de oro y plata en minerales ya procesados lixviados lavados en pad

Como uno de los problemas que enfrenta la minería aurífera en nuestro país se encuentra la complejidad de sus minerales, como incrementar la producción de oro y plata a partir de minerales ya procesados, haciendo que en muchos casos se presente una serie de variables a investigar para mejorar la recuperación final.



El precio coyuntural de los metales, como es el caso del oro, tiene buenas expectativas, permitiendo desarrollar tecnologías apropiadas que pueda redundar en buenos logros económicos, que pueden favorecer tanto a la empresa minera como al entorno social.

## CAPITULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. UBICACIÓN DEL PROYECTO

La Mina Tucari está ubicada en la jurisdicción del distrito de Carumas, provincia de Mariscal Nieto, en el departamento de Moquegua, en altitudes que varían entre 4,600 y 5,000 msnm; a una distancia de aproximadamente 900 km de Lima y 145 km de Moquegua, en la cuenca alta del río Tambo y del río Aruntaya, específicamente en la microcuenca Margaritani, entre las quebradas Apostoloni y Margaritani, tal como se muestra en la figura No 1.



Figura 1. Ubicación de la Mina Tucari.



## 2.2. HISTORIA

Aruntani inició sus actividades en la cuenca del río Margaritani el año 2,000 a través de la exploración del proyecto Tucari. Dichas actividades fueron desarrolladas en una primera etapa en los años 2000 y 2001 por la empresa MDH S.A.C, la cual realizó un intenso programa de exploración que consistió en un cartografiado geológico, muestreo superficial y perforación diamantina, habiéndose desarrollado 22 taladros de perforación, con un total de 2,433 m. La unidad Tucari inició sus operaciones el 2,003 produciendo oro y plata, en la figura N° 2 Se puede observar el botadero, tajo, pad y pozas.



Figura 2. Vista General de la Mina Tucari.



## 2.3. GEOLOGÍA

### 2.3.1 Geología Regional

El área y la Región en su conjunto se encuentran en la parte central de la Cordillera Sur Andina Occidental, específicamente en la parte central de la cadena volcánica del Sur, configurando un ambiente típicamente vulcanológico, cuya conformación data del Terciario caracterizada por varias etapas de efusión (básicas y ácidas), siendo la última efusión lávica del Barroso.

La descripción de la base al tope es la siguiente:

**Grupo Puno:** Secuencia volcano-clástica de característico color rojo-violáceo la cual se expone rellenando depresiones y cubriendo las amplias penillanuras al Oeste del Proyecto.

Por lo general muestra conspicua estratificación donde resaltan las areniscas volcánicas con laminaciones de material muy fino producto de ambientes lagunares.

Eventos tectónicos han producido fuerte plegamiento y basculamiento notándose incluso contactos bruscos con el Barroso (Hiatos). Al Oeste y Norte de Tucari se aprecia intensa cloritización siendo la roca muy deleznable.

**Volcanico Sencca:** Piroclástico de composición riolítica color blanco. Consta mayormente de tufos y lapillis moderadamente compactos y fuertemente erosionados lo cual hace restringida su exposición.

Cerca al yacimiento presentan alteración hidrotermal del tipo sílice-alunita y silicificación masiva apareciendo solo a manera de relictos. La roca presenta cristales de cuarzo, ocasionalmente biotitas y asimila fragmentos pequeños de andesitas y dacitas.

**Grupo Barroso:** Secuencia conformada mayormente por lavas andesíticas que en ocasiones muestran disyunción columnar.

La mina Tucari se encuentra en este grupo al Sur de Tucari se aprecian



aglomerados calco-alcalinos dentro del paquete efusivo.

Dado la amplitud y prolongado volcanismo asociado a esta unidad lito estratigráfica, es común la presencia de intrusivos hipos abisales andesita-dacita que forman parte del Arco Volcánico Cenozoico del Sur del país.

Los minerales que conforman la roca al intemperizarse originan amplias anomalías de color lo cual es típico en todo el distrito.

**Material Cuaternario:** Constituido por coluvio-glaciales y morrenas hacia las zonas distales de los valles en “U”. Se observa material heterométrico y polimíctico que no llegan a conformar grandes depósitos.

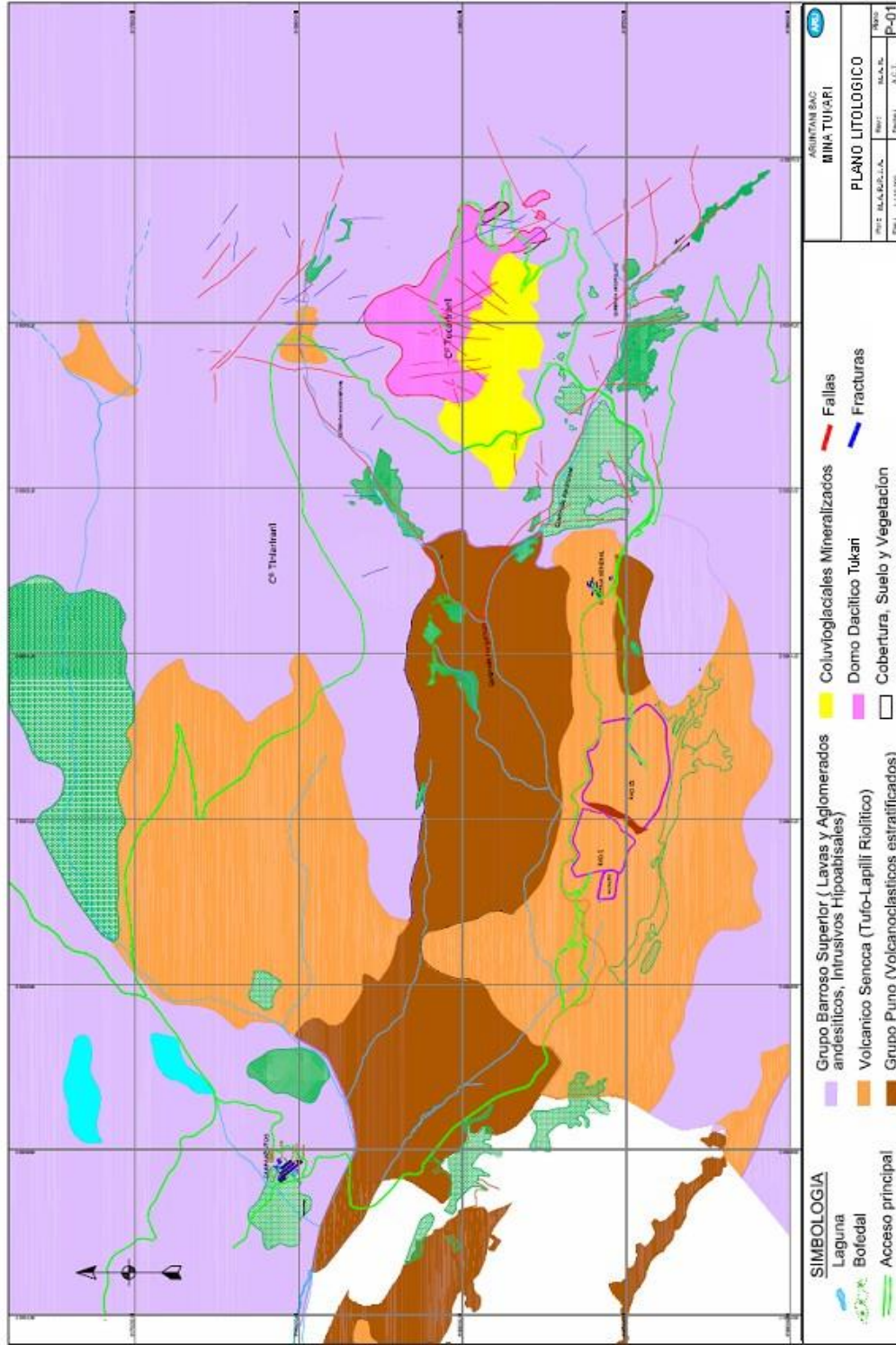


Figura 3. Mapa de la Geología Regional.



### 2.3.2 Geología Local de Tucari

La estructura que conforma base del medio físico de la micro cuenca del río Margaritani, geológicamente corresponde a un escenario conformado mayormente por formaciones volcánicas y sedimentarias continentales cenozoicas, comprendidas entre los periodos Terciarios y Cuaternarios, que han sufrido diferente grado de disturbación y alteración.

Se ha identificado siete unidades geológicas y/o litio estratigráfico principales. la secuencia estratigráfica de abajo hacia arriba de conformidad con las unidades cronológicas, se describe a continuación:

Terciario

#### **Grupo Puno (Ti-pu)**

Esta formación rocosa más antigua reconocida dentro de los límites del área de estudio, está constituida por estratos de arenisca conglomeráticas y brechas tufáceas de colores verde violáceos a abigarrados, con intemperismo de tonos claros.

Los fragmentos rocosos son mayormente de naturaleza volcánica andesítica en matriz arena tufácea feldespática. Aunque no se conoce la base de la formación se estima un espesor de 700 metros, unidad de edad eocénica-oligocénica (Terciario inferior) con depositación de tipocontinental.

Se le relaciona también con la denominada Formación Pichu de las zonas aledañas En el área de la operación afloran en poca extensión en las inmediaciones de la quebrada Margaritani del lado Oeste.

Volcánica Tacaza (Ts-vt)

Las rocas que conforman esta unidad tiene considerable distribución en el Sur del país y ocurren sobre el Grupo Puno y debajo de la Formación Maure (fuera del área de estudio) y/o de los Volcánicos Barroso.



Esta formación regionalmente presenta 3 miembros definidos: inferior, medio y superior.

El primero consiste mayormente de sedimentos clásticos continentales; el segundo principalmente de tufos riolíticos y el tercero de coladas andesíticas y tufos brechoides.

En el área pueden reconocerse los niveles medio y superior, los cuales sin embargo no han sido individualizados. La parte inferior está constituida de tufo gris blanquecino de naturaleza riolítica y dacitas con intercalaciones menores de aglomerados, areniscas y brechas volcánicas grises; mientras que la porción superior está constituida mayormente de derrames andesíticos y piroclásticos de naturaleza andesítica y dacítica con horizontes de brechas polimetálicas que han sufrido cierta disturbación y alteración en diferentes grados.

Constituye las unidades de mayor distribución, esta formación regionalmente es considerada como grupo de edad Miogénica (terciario medio-superior).

#### Volcánico Barroso (TQ-vb)

Comprende un complejo de rocas volcánicas, inicialmente descritas por su exposición típica en la Cordillera del Barroso (de donde toma el nombre). En el área ocupan las porciones más elevadas o cimas de las cadenas volcánicas que limitan el área, en especial en el lado Sur y Sur Este, donde aparecen sobre yaciendo a los Volcánicos Tacaza.

Están constituidos principalmente por derrames lávicos de andesitas y riolitas grisáceos, con algunos horizontes conglomeráticos débilmente disturbados y alterados. La mina Tucari se encuentra en este complejo de rocas volcánicas. Esta formación regionalmente considerada como Grupo de edad Pliopleistocénica (Terciario superior-Cuaternario).

#### **Morrenas y depósitos Fluvio Glaciares (Qp-mfg)**

Se considera a los diferentes depósitos de origen glaciar y fluvio-glaciar que ocurren rellenando o tapizando los fondos y laderas bajas de la micro cuenca, como consecuencia



de las últimas glaciaciones pleistocénicas.

Su litología es variada, aunque predominantemente de naturaleza volcánica y volcánico clástica, con intercalaciones de areniscas, arcillas y otros detritos, dispuestos en capas gruesas de débil compactación, con tonos grises blanquecinos amarillentos (por oxidación e intemperismo).

Por lo general estos depósitos se encuentran muy disectados (tipo morrenas solfluidas), razón por lo que han sido suficientemente diferenciados, incluyendo a los materiales fluvioglaciares que ocurren aún más dispersos.

#### Depósitos de Escombros Glaciares y Peri glaciares (Qp-eg)

Se considera a las acumulaciones rocosas sueltas y/o termo clásticas que ocurren rellenando, tapizando las laderas o flancos de los picos montañosos más elevados, producto de la gelifracción y derrubiación de los paquetes volcánicos expuestos, favorecidos por la acción glacial (tipo morrénica).

Son depósitos más o menos similares a los anteriores, diferenciados básicamente por su especial configuración, conformando taludes de escombros niveles de relativo poco transporte y cuya formación virtualmente continúa hasta el presente.

Los materiales conformantes son variados, predominantemente de naturaleza volcánica, algunos de ellos regularmente alterados por analogía con las formaciones rocosas originarias.

#### Turbera Bofedal (Qr-tb)

Se encuentran en las áreas hidromórficas de los fondos de las quebradas o valles glaciares dominantes, formadas por acumulación de materiales no consolidados fango-arcillosos, con alto contenido de materia orgánica vegetal en proceso de turberización en ambientes acuosos e hidrofíticos de alta montaña.

Áreas de pequeña extensión y por lo general denotan signos de deterioro avanzado (degradación), constituyendo sin embargo ambiente de alto potencial hidrogeológico y



biológico; razón por la cual no serán ocupados o intervenidos en el desarrollo de ampliación del proyecto.

#### Depósito Fluvio Aluviales (Qr-fa)

Completando la secuencia estratigráfica se tiene los diferentes materiales del Cuaternario reciente, de origen fluvial que se presentan en pequeñas extensiones en los fondos o lechos de los riachuelos principales como el Margaritani.

Están constituidos mayormente de arenas, arcillas, gravas y eventualmente de cantos rodados conformando horizontes alargados y estrechos de poco espesor, tipo terrazas aluviales disectadas.

## 2.4. MINERALIZACIÓN

El yacimiento es de oro diseminado, de filiación epitermal, tipo alta sulfuración (Au-Ag); está alojado en cuerpos someros relacionados a óxidos de sílice porosa (vuggy), arenosa y brechas hidrotermales.

La mineralización, es de oro microscópico asociado a óxidos de fierro. Las zonas de steam-heated y opalina han sido erosionadas por lo que el sistema no se encuentra completo.

La descripción del tope a la base se expone de la siguiente forma:

**Sílice Masiva:** Representado mayormente por sílice gris muy fracturada y brechada acompañada por óxidos de fierro, escorodita, jarosita y cristales de baritina. Su exposición se concentra sobre la cresta Sur y Norte del domo Tucari en contacto con los feeders principales que cortan al intrusivo.

Es recurrente la presencia de cuerpos de brecha hidrotermal y crackle de persistencia y potencia muy variada cuya distribución indica eventos polifásicos de mineralización. Las texturas de lixiviación también son evidentes con presencia ocasional de azufre.





**Sílice Residual:** Constituido por sílice vuggy y sílice granular compacta o terrosa pulverulenta. El desarrollo se ubica en todo el Tajo en contacto con las brechas descritas anteriormente.

La variabilidad en los valores de Oro es constante siendo una guía importante en el control de la mineralización el contenido de óxidos y las impregnaciones de jarosita. Cuando la sílice concentra pirita, toma un color gris oscuro siendo totalmente estéril.

**Sílice - Alunita:** Es la alteración más extendida y diferenciada en el depósito con los valores más altos en Oro. Es común notar la superposición de eventos de alteración y mineralización, sobre todo en la vuggy cuyos poros se encuentran rellenos de alunita.

Los ensambles de primera generación aparecen al Este del Tajo con valores marginales en contextos de sílice-clay y brechas sin óxidos.

Respecto a las brechas sílice-alunita, su exposición más evidente se da sobre la cresta Sur y Oeste del domo.

**Sílice - Clay:** Aparece con mayor persistencia sobre los límites Este y Sur del Tajo. Es común el Inter crecimiento sílice-clay en la matriz de la roca con argilización de los fenos (caolinización). La presencia de sulfatos de Cobre se asocia a dicho ensamble siempre en contacto con arcillas grises.

**Clay Gris - Pirita:** Su mayor exposición se da sobre el flanco Este del yacimiento en contacto irregular con ensambles sílice-clay y playas de roca fresca.

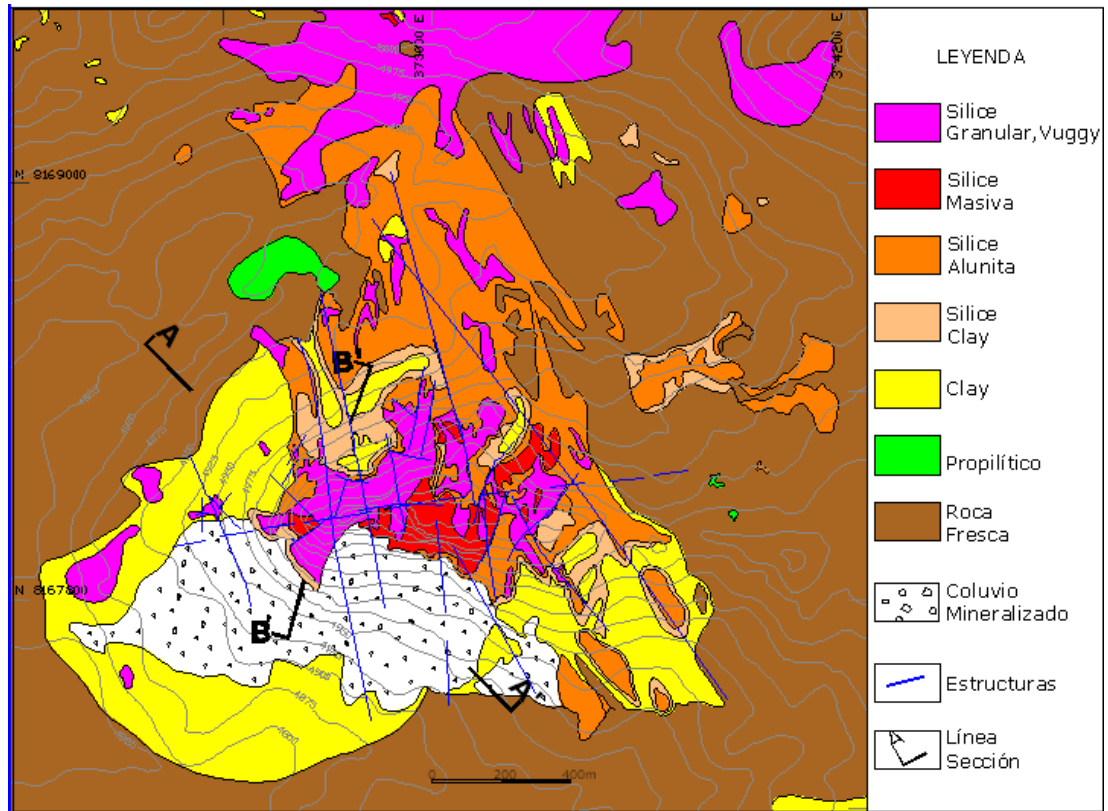


Figura 4. Mapa geológico

## 2.5. ANTECEDENTES DEL PROYECTO

En el Perú ya era conocido el proceso de lixviación de cobre pero fue minera YANACOCHA qui por primera vez construyo un sistema de lixviación por pilas fijas “Pads” para minerales auríferos con un area de 195,000m<sup>2</sup> siendo la cancha de lixviación de oro mas grande del peru.

Minera YANACOCHA inicio en 1994 sus operaciones en un aplanta de recuperacion de oro por el metodo de merrill crowe , la solucion lixviada era obteniada dela cancha de carachugo. En ese tiempo due la pnata de precipitacion de merril crowe mas grande del peru, se procesaba 250m<sup>3</sup>/h y la solucion tratada tenia 2,5 ppm de oro y la recuperacion era de 99,3 % hoy procesa mas de 13,400 m<sup>3</sup>/h en tres plantas de columnas



de carbon y dos de merrril crowe, alcanzando una produccion diaria de 7000 Oz. de Au. aproximadamente .

## **2.6. OPERACIÓN EN EL PAD DE LIXIVIACIÓN**

### **2.6.1. Teoría de Lixiviación**

El proceso de lixiviación consiste en exponer el mineral que contiene valores metálicos de Au y Ag a una solución capaz de disolver dichos metales en forma selectiva.

El mineral de la mina con una ley de oro promedio de 0,4 g/TM, es colectado sobre una zona impermeable formando una pila de una altura de 10 metros conocido como lift, sobre la que se esparce solución diluida de cianuro a una fuerza de 400 ppm, la cual percola a través del mineral disolviendo los metales preciosos.

La disolución del oro o de la plata por el cianuro, es un proceso electroquímico; que involucra la disolución anódica del oro como un complejo auro-cianuro y la reacción catódica simultánea de reducción del oxígeno disuelto en agua.

Se entiende como una reacción electroquímica aquella en la cual intervienen un ánodo y un cátodo; entendiéndose como ánodo al elemento que pierde electrones (elemento que se corroe, es decir, tiende a pasar sus iones a la solución en un sistema acuoso) y como cátodo el elemento que capta los electrones para que se produzcan las reacciones de reducción del sistema.

## **2.7. MECANISMO DE DISOLUCIÓN DEL ORO POR CIANURACIÓN**

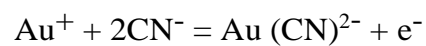
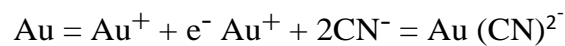
El oro es un metal muy noble; es decir, difícilmente oxidable (difícil de corroer), es perfectamente estable en presencia de agua y de soluciones acuosas en todo rango de pH, exentas de sustancias complejantes.

En el caso de la cianuración, el oxidante (agente corrosivo) es el oxígeno y el agente complejante es el cianuro, formando el ion auro-cianuro  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , como se puede observar en la figura N° 5.

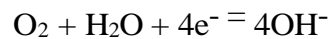
Así el oro en presencia de cianuro deja de ser un metal noble y puede ser atacado fácilmente por el oxígeno disuelto en el agua.

En esta reacción electroquímica la reacción anódica sería la disolución del oro y la reacción catódica sería la reducción del oxígeno.

La disolución anódica del oro como complejo aurocianuro, es el resultado de dos reacciones:



La reacción catódica del oxígeno sería:



Hay que resaltar que las dos reacciones se producen simultáneamente y que los electrones que libera el oro cuando se disuelve, los capta el oxígeno para que pueda formar los  $\text{OH}^-$ .

Se detalla la ecuación global balanceada de la cianuración del oro:

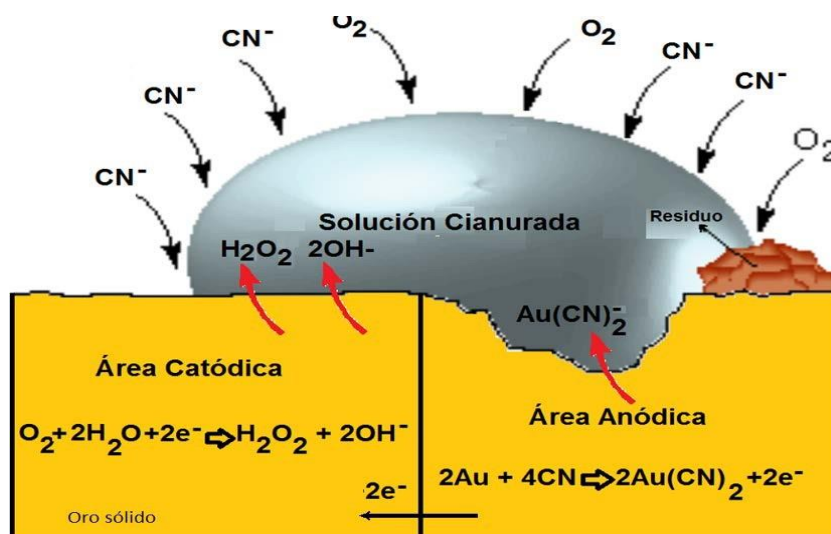


Figura 5. Representación esquemática de la corrosión de la superficie sólida del oro en contacto con la solución de cianuro que contiene oxígeno.

## 2.8. DIAGRAMAS DE ESTABILIDAD (Pourbaix)

Estos diagramas de estabilidad  $E^{\circ}$ - pH, corresponden a métodos gráficos que permiten visualizar las zonas de inmunidad del metal (se mantiene como metal puro sin corroerse), corrosión del metal (estado iónico, tanto en medio ácido como básico) y pasivación (estado en el cual el metal ha formado un producto que se queda en la superficie metálica formando una barrera a la continuación de la corrosión).

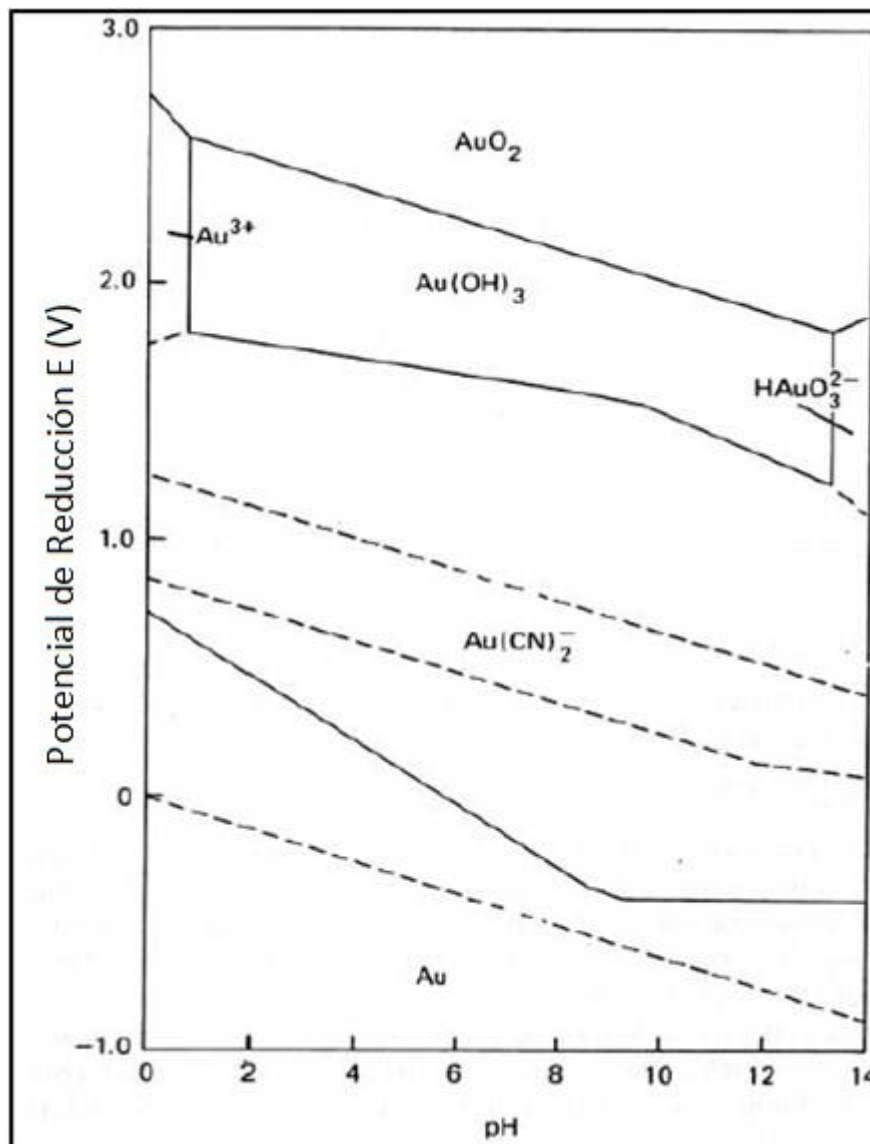


Figura 6. Diagrama de Estabilidad Potencial-pH, para el sistema Au-H<sub>2</sub>O-CN- a 25°C (Marsden and House, 1992).

## 2.9. FACTORES QUE AFECTAN LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN DEL Au

### 2.9.1. Efecto de la Concentración del Oxígeno Disuelto sobre la Disolución del Oro

El uso de oxígeno es como agente oxidante y es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como el permanganato de potasio, peróxido de sodio, bromo y cloro fueron usados en el pasado con relativo éxito, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones que su uso implicaba, actualmente ya no se utilizan.

La proporción de la disolución del oro en el cianuro crece con la cantidad de oxígeno presente, tal como se puede observar en la figura N° 7. De aquí la necesidad de oxigenar las soluciones.

En nuestro caso se ha instalado Venturi en los tanques de rebombeo, incrementando la concentración de oxígeno disuelto de 4 ppm. a 8 ppm.

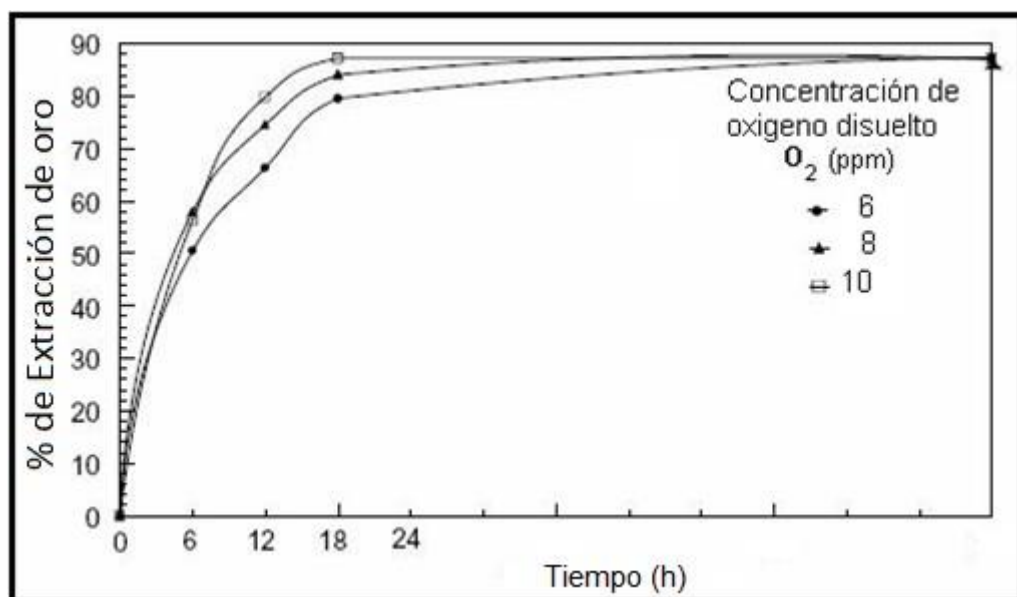


Figura 7. Concentración del Oxígeno Disuelto vs. La Disolución del Oro.

### 2.9.2. Efecto del Tamaño de Partícula

Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlo por medio de trampas hidráulicas gravimétricas, antes de la cianuración, de lo contrario,



las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de disolución.

Otra práctica para reducir el tamaño de las partículas de oro, es la molienda y clasificación de los minerales de oro en circuito cerrado, donde las partículas de oro grueso son reducidas de espesor y quebrantados, logrando rebosar del clasificador.

Una partícula de 45 micras de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse y una de 150 micras de espesor no tardaría más de 48 horas para disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardaría el doble de tiempo para disolverse.

La velocidad de disolución esta además condicionada a otros factores como: la aireación, agitación, composición química, concentración de cianuro, grado de liberación del oro, etc.

### **2.9.3. Efecto de La Concentración de Cianuro sobre la Velocidad de Disolución del Oro**

La solubilidad del oro en la solución de cianuro depende principalmente de la proporción en que esté presente el oxígeno. La concentración de la solución para una rápida disolución es de 400 ppm de NaCN, se tiene una relación de consumo de 0,25 kilos de cianuro de sodio por tonelada de mineral, siendo la ley promedio de oro de 0,4 g/TM.

En las condiciones ordinarias de trabajo las soluciones no están saturadas de oxígeno; por consiguiente, la potencia disolvente del cianuro puede resultar disminuida, y reducir la velocidad del ataque del oro.

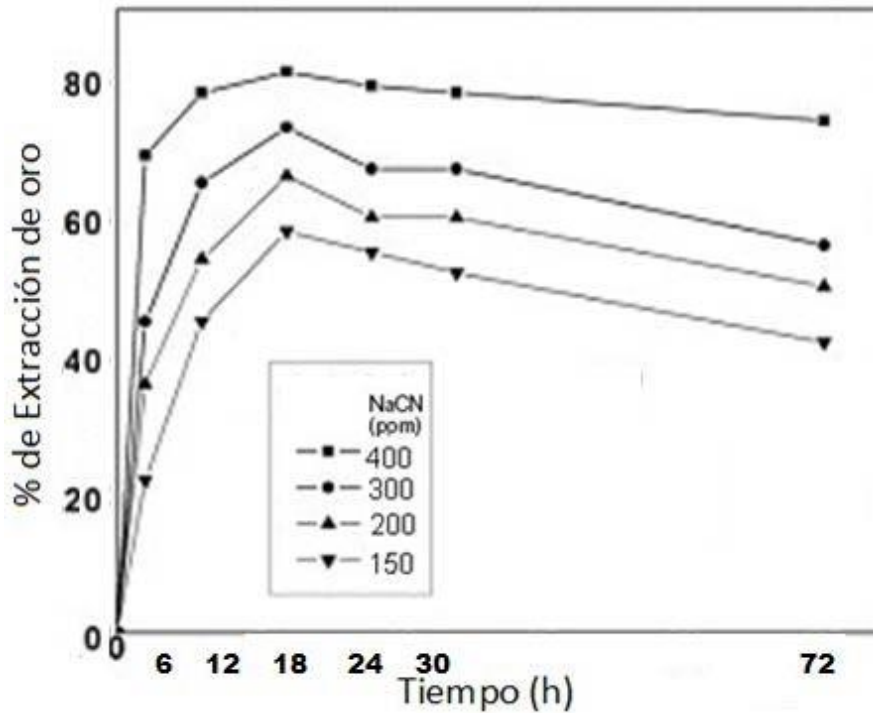


Figura 8. Concentración de Cianuro vs. Velocidad de Disolución del Oro (Obtenido en Laboratorio Metalúrgico).

De la Figura N° 8, podemos observar:

- ◇ Una alta concentración de oxígeno en la solución, incrementa el ratio de disolución de oro con incremento en la concentración de cianuro.
- ◇ Una alta concentración de cianuro, incrementará el ratio de reacción con el incremento de la concentración de oxígeno.
- ◇ La ratio de disolución de oro dependerá del área de la superficie total expuesta en la solución.
- ◇ Se incrementará la ratio de disolución de oro con la velocidad de remoción.

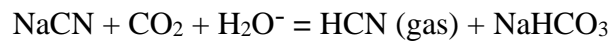
#### 2.9.4. Efecto del pH sobre la Disolución del Oro

En el proceso de cianuración se usa cal viva para incrementar el pH; que sirve para neutralizar la acidez del mineral y consecuentemente proteger al cianuro de la descomposición, evitando la formación de gas cianhídrico. El constituyente importante del reactivo es su propia alcalinidad, la que debe determinarse en términos de CaO.

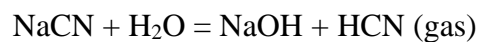




El dióxido de carbono presente en el aire, descompone el cianuro en presencia del agua:

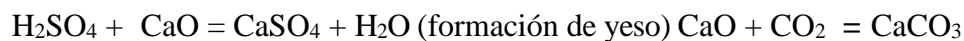


En soluciones diluidas el cianuro de sodio (NaCN) sufre acción hidrolítica (disolución en agua), disociándose en ácido cianhídrico (HCN) e hidróxido de sodio (NaOH):



Aumentando el pH se evita la formación del HCN.

La acción de la cal para neutralizar la acidez del mineral producto de la descomposición del mineral, se muestra en las siguientes ecuaciones:



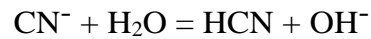
La cal viva se usa para:

1. Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
2. Prevenir pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire.
3. Neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas, férricas y el sulfato de magnesio.
4. Descomponer los bicarbonatos del agua antes de su uso en la cianuración.
5. Neutralizar los constituyentes de la mena.
6. Neutralizar los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro.
7. Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que puedan separarse, la solución rica clara de la mena cianurada.

Debemos tener en cuenta que un exceso de alcalinidad puede retrasar la velocidad de disolución del oro, especialmente si el mineral es un sulfuro.

## Cianuro Libre

El termino cianuro libre se limita a dos especies, el ion cianuro ( $\text{CN}^-$ ) y el ácido cianhídrico (HCN). La proporción relativa de estas dos formas dependen del pH del sistema, la reacción entre el ion cianuro y el agua se expresa:



Esta disociación es función del pH, para la lixiviación lo importante es el  $\text{CN}^-$ .

- ◇ A un pH = 8,4, más del 90% de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN).
- ◇ A un pH = 9,3, la mitad del total de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN) y la otra mitad como iones cianuro libre ( $\text{CN}^-$ ).
- ◇ A un pH = 10,2. más del 90% del total de cianuro esta como iones cianuro libre ( $\text{CN}^-$ ).

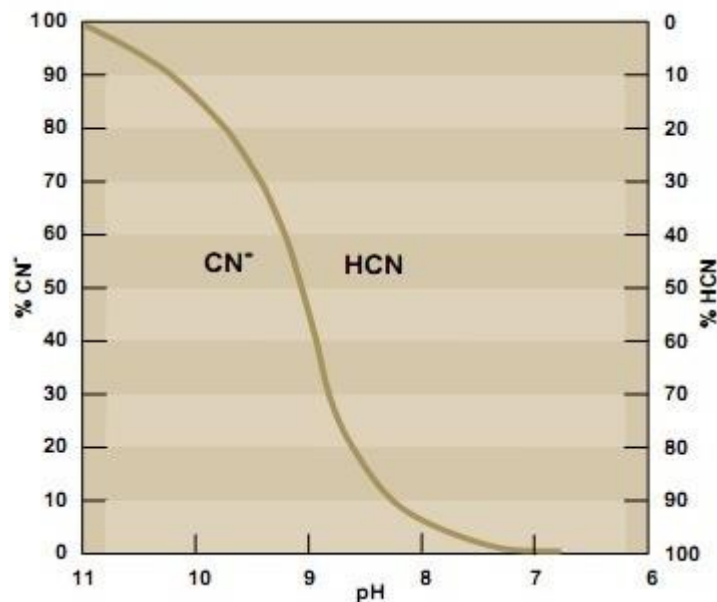


Figura 9.  $\% \text{CN}^-$  vs.  $\% \text{HCN}$

Efectos del Ácido Cianhídrico (HCN) sobre el Organismo Humano



El ácido cianhídrico (HCN) puede entrar al cuerpo a través de los pulmones por inhalación de aire contaminado, también puede ser absorbido del tracto gastrointestinal, cuando se ha tragado en estado líquido y puede ser absorbido a través de la piel sana, ya sea en fase líquida o gaseosa. Por cualquier ruta que haya entrado al organismo, el cianuro ejerce su acción tóxica con extrema rapidez. La exposición a concentraciones pequeñas puede producir síntomas tales como dolor de cabeza, fatiga, desvanecimiento, pérdida de apetito y náuseas.

### **CN<sup>-</sup> WAD**

El cianuro WAD, cianuro dissociable en ácido débil, corresponde a los cianuros complejos con cadmio, cobre, níquel, plata y zinc. La estabilidad de estos cianuros varía según el ion metálico del que se trate, siendo el cinc y el cadmio los que forman los complejos más débiles. La separación del cianuro libre de cualquiera de estos iones depende de varios factores, que son: el pH, intensidad de la luz, la temperatura del agua, el total de sólidos disueltos y la concentración del cianuro complejo.

#### **2.9.5. Efecto de la Temperatura**

Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos influyen en la velocidad de disolución. El aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y consiguientemente acelera la velocidad de disolución del oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

Adicionalmente, otras de las desventajas del incremento de temperatura son: el costo de calentamiento, el aumento de la descomposición del cianuro debido al calor y el consumo excesivo de cianuro a causa de la reacción acelerada entre los cianicidas (sulfuros de Fe, Cu, etc.) de la mena y el cianuro.

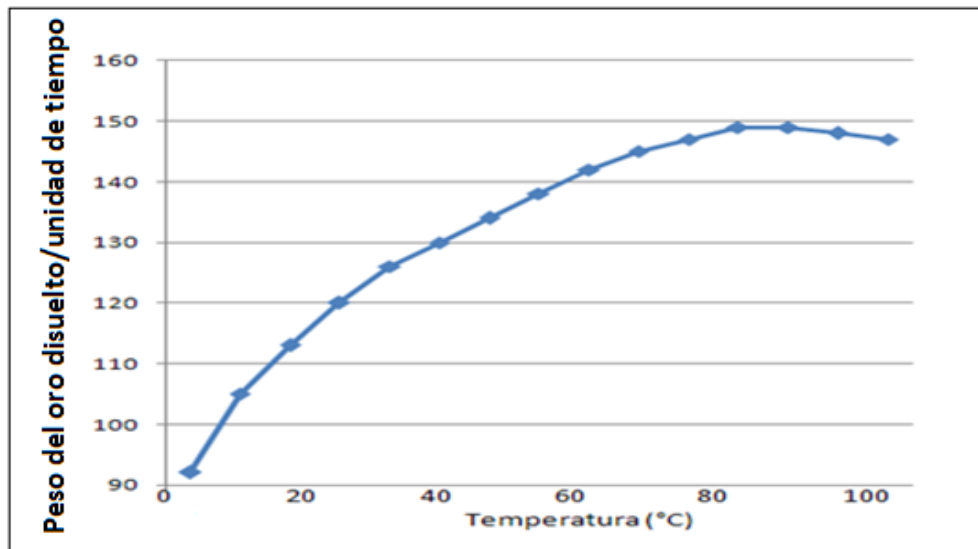


Figura 10. Gráfica que representa la velocidad de disolución del oro en una solución cianurada en función de la temperatura (Marsden and House, 1992).

### 2.9.6. Concentración de Soluciones

La concentración es la cantidad de soluto que está disuelto en una proporción definida de solvente o de solución. Una solución diluida es aquella que contiene solamente una pequeña cantidad de soluto en una gran cantidad de solvente.

**Solución.** - Es una mezcla homogénea e íntima entre dos o más sustancias que se dispersan como moléculas o iones. Toda solución se distingue por la presencia de dos componentes:

**Soluto.** - Es la sustancia dispersa, componente que está en menor cantidad en una solución; una solución puede tener uno o más solutos. Los solutos pueden ser sustancias sólidas, líquidas o gaseosas.

**Solvente.** - Sustancia que está en mayor cantidad, llamada también disolvente, está presente en toda solución y es la sustancia que disuelve al soluto.

El solvente universal para solutos inorgánicos, es el agua destilada. Hay muchos tipos posibles de pares de soluto-solvente.



Ejemplo:

Líquido en líquido

(alcohol en agua) Sólido en líquido (sal en agua)

Gas en líquido

(dióxido de carbono en agua) Líquido en sólido (amalgama de Hg en Zn)

### **Métodos para expresar las concentraciones**

Siendo variable la composición de una disolución, es necesario especificar la concentración de los solutos. Ordinariamente se expresa la cantidad de soluto por cantidad de disolución. En algunos casos, es deseable especificar la cantidad de soluto en una determinada cantidad de disolvente. Las concentraciones pueden expresarse en unidades físicas o químicas.

Porcentaje en peso/peso

Se obtiene dividiendo el peso total del soluto entre el peso total de solución

$$\% P = \frac{m(\text{soluto})}{M(\text{solución})} * 100$$

Se emplea para sistemas sólidos y también para sistemas líquidos, la ventaja de esta unidad es que los valores de la composición no varían, aunque varíe la temperatura del sistema.

Ejemplo: Una solución de NaOH al 10 % en peso, contiene 10 gramos de NaOH en 100 gramos de solución. Es decir 10 gramos de NaOH se mezclan con 90 gramos de agua para formar 100 gramos de solución.



## Unidades químicas de concentración

- ◇ **Molaridad (M).**- Se define como el número de moles de soluto que están disueltos

$$M = \frac{\text{Moles soluto}}{\text{volumen de solución}}$$

- ◇ **Normalidad (N).**- Se define como el número de equivalentes de soluto disuelto en un volumen determinado de solución.

◇

$$N = \frac{(\text{Numero equivalente de soluto})(\text{Volumen de solución})}{\text{Dilucion}}$$

Es un proceso en donde una solución de alta concentración se utiliza como materia prima para preparar otras soluciones de menor concentración, agregando para ello más solvente (agua). Para calcular la cantidad de volumen que se debe agregar de la solución concentrada para preparar la diluida, se utiliza la siguiente ecuación:

$$C_1V_1 = C_2V_2$$

Donde:

C1, C2: concentraciones de las soluciones

V1, V2: volúmenes de las soluciones

Ejemplo: Se tiene 20 litros de una solución cianurada con 4,000 ppm de  $\text{CN}^-$  y se desea reducir la concentración de  $\text{CN}^-$  a una solución con 50 ppm; entonces el agua necesaria para diluir esta solución será:

$$C_1V_1 = C_2V_2$$



$$v_2 = \frac{4000ppm (20L)}{50 ppm.}$$

$$v_2 = 1,600 L$$

## 2.10. LLENADO DEL PAD DE LIXIVIACIÓN

La secuencia de llenado se realiza de los niveles inferiores: 1° y 2° Lift; hacia los niveles superiores: 3°, 4°, 5°, 6°... Lift, disponiendo en forma planificada, ordenada y secuencial las áreas donde se apilarán el mineral.

Cada Lift tendrá una altura máxima de 10 metros con una pendiente de 35 grados y 4 metros de banqueta de seguridad para el llenado del siguiente Lift.

Previo al acarreo y al apilamiento se tenderá una capa de overliner sobre la geomembrana con una altura mínima de 70 cm.

El material utilizado es mineral chancado a menos  $\frac{3}{4}$  pulgada. La finalidad del overliner es proteger a la geomembrana, además de material filtrante y cubrirá al sistema de colección de solución que son tuberías perforadas corrugadas de polietileno de alta densidad la principal línea es de 18" y cada 24 metros de distancia se ubicaran los ramales de tubería de 4" de igual especificación que la anterior las que se unen a la principal a presión, por medio de unas uniones del mismo material.

Las soluciones que percolen por gravedad serán captadas por este sistema y serán conducidos hacia una poza de colección donde se tratara de sedimentar los sólidos y así la solución pueda llegar más limpia a la Poza de Operaciones y Poza Intermedia.

En la figura N° 11 , se observa el llenado del Pad de Lixiviación, se puede apreciar el overliner sobre la geomembrana de color negro, y sobre el overliner recién se descarga el mineral.



Figura 11. Llenado del Pad de Lixiviación.

### 2.10.1. Recepción del Minera

Para la recepción del mineral, se descarga en plataformas de 100 metros de largo por 40 metros de ancho con los muros de seguridad que tengan  $\frac{3}{4}$  de la altura de la llanta del volquete. El cuadrador se ubicará con su cono e indica al volquete que ingrese de retroceso estirando las manos en sentido perpendicular a la berma dando la orientación al volquete (en el turno día) y en la noche alumbrando la linterna tres veces, a una velocidad máxima de 5 km/hora y el operador de volquete deberá tocar tres veces su claxon y proceder a retroceder, el cuadrador deberá mantener una distancia de 1 metro el cono, de la última llanta del volquete deberá tener una distancia de 0,5 metros al cono de seguridad y este a su vez a una distancia de

1 metro del muro de seguridad, como se puede apreciar en la figura N° 12.





Figura 12. Recepción del Mineral, zona de descarga Lift 10 celda N° 38.

### **2.10.2. Muestreo del Mineral**

Cada volquete que ingresa a la zona de descarga tiene un número y además cuenta con un stiket de diferentes colores, se le asigna un color determinado dependiendo del banco y polígono donde se ha cargado en mina, dicho banco y polígono, se tienen datos de acidez, ley de oro; por lo que al llegar a la zona de descarga los muestreadores muestrean el mineral de 15 volquetes sacando una muestra representativa de 15 kilos y luego lo codifican con los datos anteriores, tal como se puede apreciar en la figura 13.

Luego estas muestras son enviadas al Laboratorio Químico para su análisis de oro, plata y humedad, estos datos se recopilan diariamente y se usan para realizar el conciliado de producción mensual con Geología Mina.



Figura 13. Muestreo del Mineral, Banco 5010 Polígono N° 19.

### 2.10.3. Dosificación de Cal

La dosificación de cal se realiza por cada frente de carguío de mina, ya que este mineral con anterioridad se ha realizado la prueba de acidez, Laboratorio Metalúrgico entrega los reportes de acidez de mineral al Jefe de Guardia del Pad de Lixiviación, el cual indicara la cantidad de cal a dosificar, esta dosificación se realiza con un cargador frontal CAT 966.

Se tiene que supervisar continuamente la óptima dosificación de cal, se evita la pasivación en la lixiviación del oro por exceso de cal o la pérdida de cianuro por la formación de ácido cianhídrico y turbidez en las soluciones que drenan del Pad de Lixiviación, debido al defecto de cal. Se tiene una dosificación de cal acumulada desde inicio de operaciones de 2,5 kilos de cal por tonelada de mineral, ya que se está lixiviando minerales mixtos óxidos - sulfuros. Los sacos de cal son de 1 tonelada como se puede observar en la figura N° 14, siendo nuestro proveedor Cementos Sur del grupo Gloria, la cal útil es de 80%, esta cal es quemada con gas.



Figura 14. Almacenamiento de cal en la zona de descarga del Pad de Lixiviación.



Figura 15. Dosificación de cal, cada bolsa es de 1 tonelada.

#### **2.10.4. Empuje de Mineral y Escarificado de Mineral**

Esta operación se realiza con un tractor de orugas CAT D6G como se puede apreciar en la figura N° 15, una vez descargado el mineral, se ha muestreado y se ha dosificado la cal respectiva, el mineral es empujado hacia el talud que al caer se mezcla con la cal.

El escarificado se realiza una vez llenado una celda de 2,500 m<sup>2</sup>, con la ayuda de los tres ripper del tractor se empieza a surquear y se da tres pasadas en sentidos contrarios y queda listo para colocar el área en riego.



Figura 16. Empuje y Escarificado de Mineral.

#### **2.10.5. Armado de Celdas de Riego**

El Supervisor del Pad diseñará la instalación de la nueva área de riego que se realizará. Los criterios que se deben tener en cuenta son: ubicación de la celda, puntos del cual se puede regar con solución.



El personal de riego recibirá las instrucciones del trabajo que se va a realizar: Armado de tuberías, cambio de conectores, posición y alineación de mangueras. El tractor oruga procederá a ripear la zona designada para poner en riego conforme el diseño realizado. Se realizará el armado de las tuberías uniéndolas con bridas vitálicas, luego el estiramiento y alineamiento de las mangueras, y posterior amarre en los terminales de las mangueras. Se realizará una purga total de las líneas que alimentan la solución a la celda, así como a las mangueras de ½” para que la mayor cantidad de drippers estén goteando para una mejor lixiviación como se muestra en la figura N° 17.

El personal de riego y el Supervisor verificarán todas las líneas que llevan solución a la celda para controlar cualquier posible fuga. Se realizará una prueba para asegurarse que los acoples de fierro y conectores estén bien ajustados. La prueba consiste en abrir la válvula de paso que está al extremo, dejar que la solución circule unos minutos y cerrarlo rápidamente, la presión ejercida en ese instante hará visible cualquier fuga por mal ajuste. El supervisor dará las indicaciones al capataz de riego para regular el ratio de riego, para celdas nuevas el ratio promedio es 12 y para celdas antiguas en  $8 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$ .

El Supervisor anotará el número de celda, su ubicación, solución con la que se riega, fecha de inicio y área para el reporte del día, estos datos servirán para realizar el simulado de drenajes.

Los parámetros de la operación de riego son:

- ◇ El promedio de ratio de riego es de  $10 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$ .
- ◇ La concentración de cianuro es de 400 ppm.
- ◇ La solución tiene un pH mayor a 10,5.
- ◇ Las celdas tienen un riego de 70 días para llegar a un 78 % de recuperación para luego retirar el sistema de riego para dar paso a llenado con mineral nuevo.



Figura 17. Armado de Celdas de Riego, celda N° 33 Lift 3.

#### 2.10.6. Purgado de Mangueras

La operación consiste en desatar los terminales de las mangueras de riego, para dejar salir sólidos suspendidos en dichos terminales esta operación ayuda a evitar el taponamiento de los emisores.



Figura 18. Purgado de Mangueras.

## CAPITULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. REMOCIÓN DE MINERAL EN PAD ESPECIAL:

A la fecha se tiene depositado aproximadamente 114,000 m<sup>3</sup> de mineral, el cual será removido por zonas, para esto el volumen total será dividido en 11 zonas, de tal manera que sea operativo y eficiente el movimiento del mineral, asimismo en toda la operación se procederá a alcalinizar el mineral de acuerdo al ratio de cal adecuado que se determine en el laboratorio metalúrgico.



Figura 19. Zonas para la remoción del mineral en Pad Especial de Lixiviación

La secuencia del movimiento del mineral, se realizará con una excavadora 345 y un volquete de 22 m<sup>3</sup>, empezando a desocupar todo el mineral de la zona 1 hacia la parte superior de la zona 10 y 11; y conforme se va depositando se dosificará cal. Con respecto al mineral de la zona 2, se procederá a mover el mineral con la excavadora 345 y un tractor D6T, previamente dosificando cal de la parte superior hacia la zona 1; y así sucesivamente se realizará con las otras zonas.

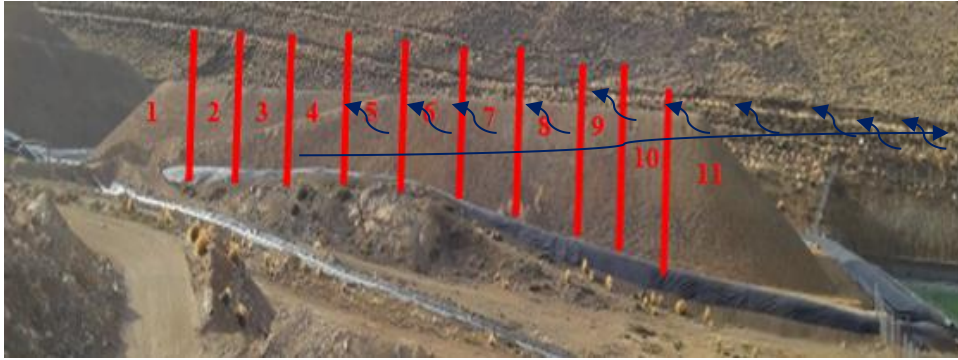


Figura 20. Secuencia de remoción del mineral en Pad Especial de Lixiviación

Antes de dosificar la cal, al ir removiendo se sacará muestra representativa por cada zona aproximadamente 3,6 toneladas de mineral para luego hacer un compósito de mineral de todas las zonas (11) del pad especial para completar 36 toneladas de mineral que será la muestra representativa del mineral que se encuentra depositado en el pad especial. Dicha muestra servirá para poder realizar las pruebas metalúrgicas a diferentes condiciones de operación.



Figura 21. Inicio de carguio de mineral de pad especial zona 1 hacia la zona 11





Figura 22. Zona 1 pad especial, retirando el mineral, para luego el material de la zona 2 se mueva a la zona 1.



Figura 23. Mineral de zona depositado sobre la zona 11 del pad especial

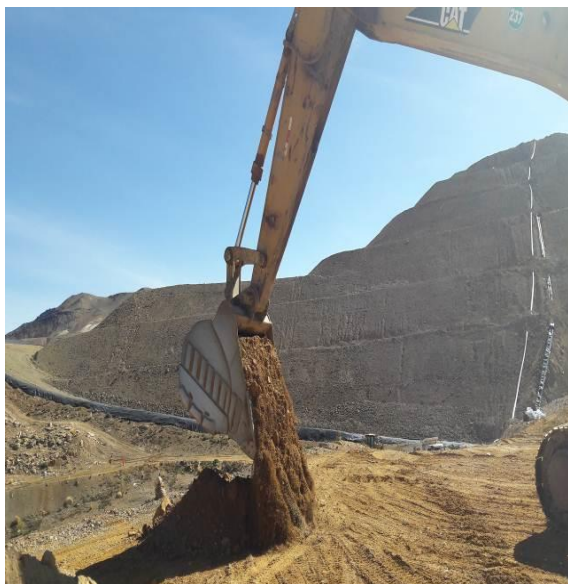
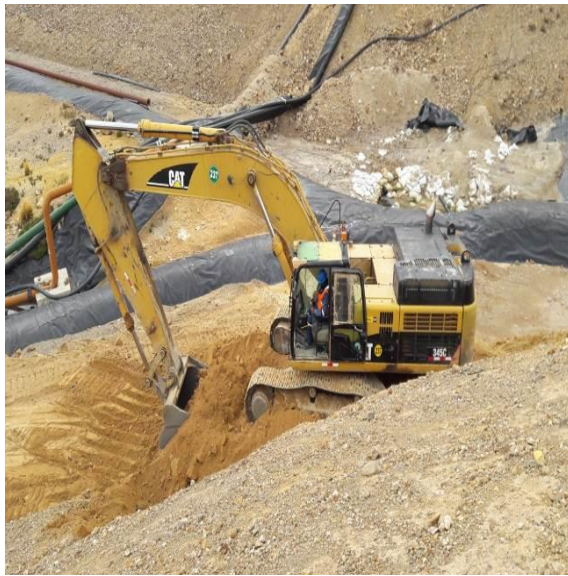


Figura 24. Extracción de muestra de mineral de pad especial zona 1



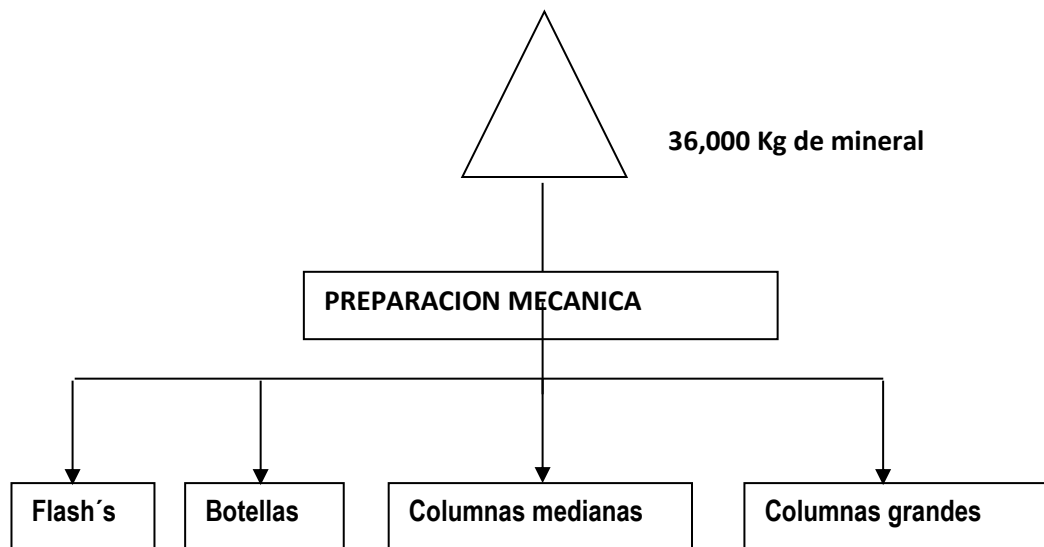
Figura 25. Preparación de la muestra (4 t. aprox. ) compósito de mineral de pad especial zona 1

### 3.2. PRUEBAS METALÚRGICAS

En función a la muestra total representativa del mineral de Pad Especial:

Para las pruebas metalúrgicas (columna grande, columna mediana, botella y flash) se realizarán con la muestra representativa (36 t.) del Pad Especial.

## DIAGRAMA DE LAS PRUEBAS METALURGICAS



### 3.2.1. Plan de pruebas metalúrgicas a realizar con la muestra de mineral de Pad Especial.

#### a) Flash's:

Condiciones de Operación:

- Prueba flash: botella
- Granulometría: 60% -m200
- [NaCN]: 1% (10,000 ppm)
- [NaOH]: 0,3% (3,000 ppm)
- Peso muestra: 17g. ó 200 g.
- Volumen de solución 33 ml. ó 400 ml.
- Agitación: rodillo
- Tiempo: 1,5 h



**Se realizará flash´s por triplicado para lo siguiente:**

- Mineral de 6”
- Mineral de 4”
- Mineral de 2”
- Mineral de 1 ½”
- Mineral de – 1 ½”
- Mineral compósito de todas las mallas en función de su composición granulométrica.

**Total de pruebas flash: 18**

**Peso de muestra mineral: 4,0 Kg**

**Tiempo de duración: 2 días**

**b) Botella´s:**

Condiciones de Operación:

- Mineral compósito de todas las mallas en función a su composición mineralógica
- Granulometría: 60% -m200.
- % Sólidos: 30.
- Dilución (L/S) = 2,33.
- Peso muestra = 360 g.
- Volumen de solución = 840 ml.
- pH = 10,5-11,00.
- Tiempo de lixiviación = En función a la ley del metal (24h, 48h, 72h, 96h)

**Se realizarán pruebas en botella por duplicado:**

- **Pruebas de lixiviación solo con cianuro de sodio:**



- [NaCN] = 200 ppm
- [NaCN] = 400 ppm
- [NaCN] = 800 ppm
- [NaCN] = 1,000 ppm
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y cloruro de sodio:**
  - [NaCN] = 400 ppm y 15 g/L NaCL.
  - [NaCN] = 400 ppm y 30 g/L NaCL.
  - [NaCN] = 1000 ppm y 15 g/L NaCL.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 30 g/L NaCL.
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y oxidante (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>):**
  - [NaCN] = 400 ppm y 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> (5%).
  - [NaCN] = 400 ppm y 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> (10%).
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> (5%).
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> (10%).
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y surfactante (Surf):**
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf.
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/L Surf.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/L Surf.

**Nota: La concentración del Surf será de acuerdo a la información del proveedor.**

- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio, surfactante y peróxido:**
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/L Surf 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/L Surf 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.



▪ **Pruebas de alcalinidad:**

Condiciones de Operación:

- Mineral compósito de todas las mallas en función a su composición mineralógica
- Granulometría: 100% -m10.
- Dilución (L/S) = 1.
- Peso muestra = 2000 g.
- Volumen de solución = 2000 ml.
- pH agua industrial = 7,0.
- Tiempo = 24 h.

**Total de pruebas en botella: 45**

**Peso de muestra mineral: 16 Kg + 8 Kg = 24 Kg**

**Tiempo de duración: 12 días**

c) **Columnas medianas (12”):**

Condiciones de Operación:

- Mineral compósito de todas las mallas en función a su composición mineralógica.
- Granulometría: -2”.
- Ratio de Riego: 12 L/(h-m<sup>2</sup>).
- Peso muestra = 160 Kg.
- pH solución = 10,5-11.00.
- Tiempo de lixiviación = En función a la ley del metal (15-30 días).
- Tipo de prueba: Circuito abierto.
-



- **Pruebas de lixiviación solo con cianuro de sodio:**
  - [NaCN] = 400 ppm.
  - [NaCN] = 1,000 ppm.
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y cloruro de sodio:**
  - [NaCN] = 400 ppm y 15 g/L NaCl.
  - [NaCN] = 400 ppm y 30 g/L NaCl.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 15 g/L NaCl.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 30 g/L NaCl.
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y oxidante (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>):**
  - [NaCN] = 400 ppm y 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 400 ppm y 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y surfactante (Surf):**
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf.
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/L Surf.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/L Surf.
  
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio, surfactante y peróxido:**
  - [NaCN] = 400 ppm y g/l Surf 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 400 ppm y g/l Surf 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 1,000 ppm y g/l Surf 50 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.
  - [NaCN] = 1,000 ppm. y g/L. Surf 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.

**Total de pruebas en columna: 18**

**Peso de muestra mineral: 2,880 Kg**





**Tiempo de duración: 60 días**

**d) Columnas grandes (30'')**

Condiciones de Operación:

- Mineral compuesto de todas las mallas en función a su composición mineralógica
- Granulometría: +6" -6" (4", 2", 1 1/2", -1 1/2")
- Ratio de Riego: 12 L/(h-m<sup>2</sup>).
- Peso muestra = 4,000 Kg
- pH solución = 10, 5-11.00
- Tiempo de lixiviación = En función a la ley del metal (30-60 días)
- Tipo de prueba: Circuito cerrado (con carbón activado)
- **Pruebas de lixiviación solo con cianuro de sodio**
  - [NaCN] = 400 ppm
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>**
  - [NaCN] = 400 ppm y 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y Surfactante**
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio y cloruro de sodio**
  - [NaCN] = 400 ppm y 15 g/L NaCL
- **Pruebas de lixiviación con cianuro de sodio, surfactante y peróxido**
  - [NaCN] = 400 ppm y g/L Surf 100 g/L H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

**Nota: La concentración del Surf será de acuerdo a la información del proveedor.**

**Total, de pruebas en columna: 04.**

**Peso de muestra mineral: 20,000 Kg.**

**Tiempo de duración: 60 días.**



**e) Análisis químico (Au y Ag):**

**Se realizará el análisis químico por triplicado para lo siguiente:**

- Mineral de 6”.
- Mineral de 4”.
- Mineral de 2”.
- Mineral de 1 ½”.
- Mineral de – 1 ½”.

**Total de análisis químico: 15.**

**Peso de muestra mineral: 15 Kg.**

**Tiempo de duración: 4 días.**

**RESUMEN:**

<b>PRUEBA</b>	<b>MINERAL (Kg)</b>
Flash	4 Kg.
Botella	24 Kg.
Columnas medianas	2,880 Kg.
Columnas grandes	20,000 Kg.
Análisis químico	15 Kg.
<b>TOTAL</b>	<b>22,923 Kg.</b>

**TOTAL DE MUESTRA A RECOLECTAR DE PAD ESPECIAL: 36,000 Kg = 36 t**

**(Muestra/Zona = 3.3 t)**

**3.3. METODOLOGÍA**



- ◇ Recepción de mineral proveniente de del pad especial
- ◇ Clasificación de la muestra por tamaños: ROM, 3”, 2”, 1 1/2”, 1”
- ◇ Cuarteo de cada grupo de mineral ya clasificado por tamaños.
- Columna 1 (6 m. altura)
- Columna 2 (6 m. altura)
- ◇ De cada muestra de las columnas 1 y 2 se obtendrá muestra para las siguientes pruebas:
  - Prueba de Alcalinidad
  - Análisis químico de CABEZA (Au, Ag, % Humedad)
  - Prueba Flash
  - Prueba en botella
  - Prueba en columna 1 m altura

### **3.4. EQUIPO Y MATERIALES**

- ◇ 01 balanza Metler Toledo 35 Kg Máx.
- ◇ 02 columnas de HDPE 6” de diámetro y 1 m de altura.
- ◇ 02 bomba peristáltica multicanales, o bombas diafragma.
- ◇ 01 equipo de centrifugación.
- ◇ Laboratorio Químico.

### **3.5. DESARROLLO DE LA PRUEBA**

Este procedimiento de cuarteo nos asegura tener en cada muestra M una porción de cada punto P, obteniendo así cuatro muestras M similares entre si en peso y en ley, este procedimiento se realizará con todos y cada uno de los grupos de mineral clasificados por tamaños.

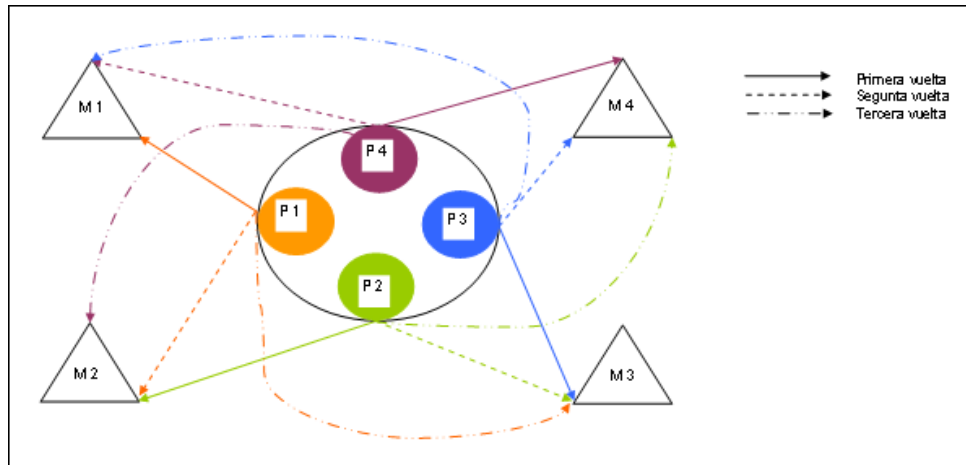


Figura 26. Cuarteo de muestras

### 3.5.1. Preparación Mecánica

La preparación mecánica se aplicará a la muestra separada para las pruebas de:

- Análisis químico de CABEZA (Au, Ag, % Hu)
- Prueba Flash
- Prueba en botella
- Prueba en columna 1 m altura

Previamente se clasificará los tamaños +2” para proceder a su reducción (de 2” a menos).

Para el cuarteo se aplicará el siguiente diagrama:

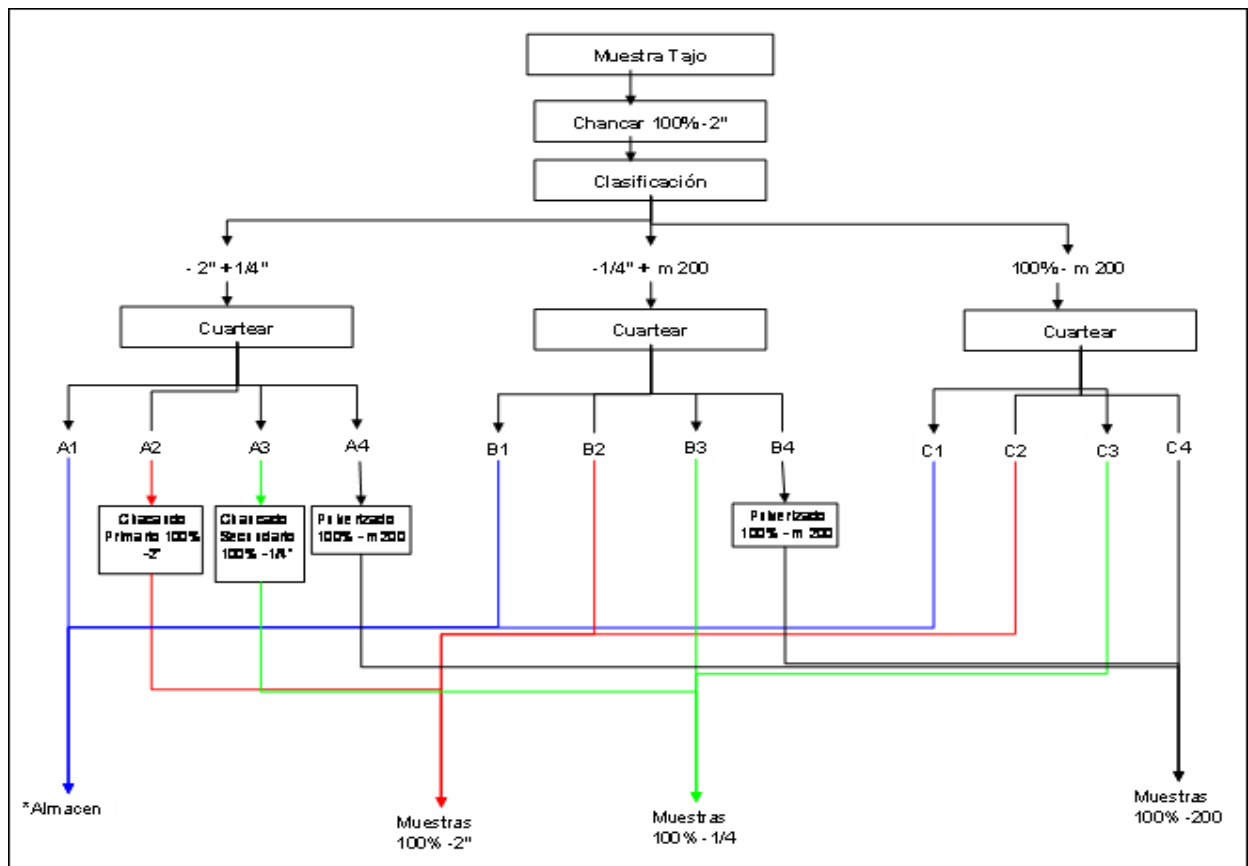


Figura 27. Diagrama de cuarteo (Realizado por laboratorio Metalúrgico).

### 3.5.2. Prueba de Alcalinidad

Se iniciará una prueba de alcalinidad para confirmar el ratio de cal obtenido con anterioridad, evitando así problemas posteriores con referencia a pH, formación de precipitados.

### 3.5.3. Prueba Flash

Dos probetas por cada columna por un lapso de 1h 30 min.

### 3.5.4. Prueba en Botella

Para esta prueba se seguirá con el procedimiento ya conocido teniendo una duración de 72 horas (una botella por cada columna).

### 3.5.5. Pruebas en Columna de 1m altura

Se iniciará dos columnas de 1 m de altura, por cada columna de 6 m altura. El mineral con ratio de cal adecuado, homogenizando la cal y el mineral.

### 3.5.6. Envío de muestras sólidas para análisis

Para el envío de muestras sólidas para su análisis de CABEZA se recomienda enviar una muestra individual por cada prueba.

### 3.5.7. Solución de riego

El inicio de riego se realizará con solución de riego de Planta MC, que serán acondicionados previamente a 400 ppm de NaCN, pH = 10.5 – 11.0

Se empleará un ratio de riego constante igual a 12 L/(h·m<sup>2</sup>.)

El sistema de riego será por circuito cerrado, de acuerdo al siguiente diagrama:

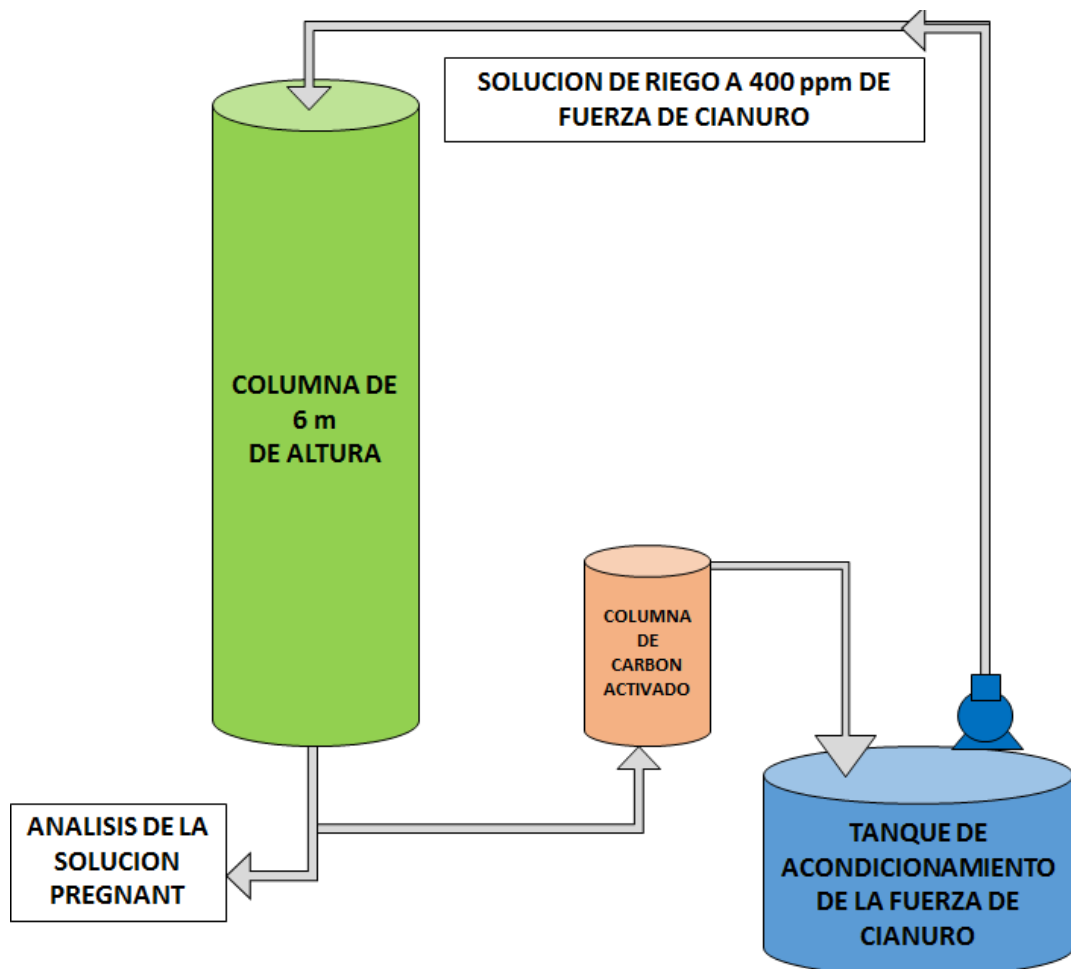


Figura 28. Diagrama de sistema de riego.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Se realizaron pruebas metalúrgicas como se indican a continuación:

Tabla 1.

*Distribución granulométrica del composito del pad*

Malla Cabeza				Análisis Químico de Cabeza		Distribución metálica				
Numero	Peso, t	% Peso	% Acum	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g)	Ag (g)	Au (%)	Ag (%)	
-1 1/2"	(1)	3.10	73.98%	73.98%	0.314	42.200	0.97371	130.862	88.3%	74.8%
- 2"	(2)	0.23	5.56%	79.54%	0.055	17.400	0.01282	4.057	1.2%	2.3%
- 4"	(3)	0.42	9.91%	89.45%	0.138	16.300	0.05732	6.771	5.2%	3.9%
- 6"	(4)	0.21	5.00%	94.46%	0.042	6.700	0.00881	1.405	0.8%	0.8%
+ 6"	(5)	0.23	5.54%	100.00%	0.218	136.800	0.05065	31.781	4.6%	18.2%
		<b>4.19</b>	<b>100.00%</b>		<b>0.263</b>	<b>41.721</b>	<b>1.10331</b>	<b>174.876</b>	<b>100.0%</b>	<b>100.0%</b>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.

*Evaluando el mineral de Pad especial con los siguientes escenarios.*

- C-1 con solución de riego FCN = 400 ppm, pH = 10.5 - 11.0

#### Tamaños Muestra Pad especial sector 01 > 1"

Corresponde al sector 01 de Pad especial, tamaño > 1".

La distribución de tamaño para las 5 columnas de 6" de diámetro x 1.2 metros de alto y peso 26 Kg de mineral.

				Análisis Químico de Cabeza		Distribución metálica			
Abertura, mm	Peso, kg	% Peso	% Acum	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g)	Ag (g)	Au (%)	Ag (%)
	10.95	41.66%	0.4	1.399	111.600	0.01532	1.22224	60.3%	50.8%
2.0	6.97	26.51%	0.7	0.831	86.950	0.00579	0.60595	22.8%	25.2%
6.3	5.96	22.65%	0.9	0.555	72.700	0.00331	0.43293	13.0%	18.0%
12.5	2.41	9.18%	1.0	0.408	59.300	0.00098	0.14303	3.9%	5.9%
		<b>26.29</b>	<b>100.00%</b>	<b>0.966</b>	<b>91.455</b>	<b>0.02540</b>	<b>2.40416</b>	<b>100.0%</b>	<b>100.0%</b>

				Análisis Químico de Ripio		Distribución metálica				Recuperación Ensayada	
Abertura, mm	Peso, kg	% Peso	% Acum	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g)	Ag (g)	Au (%)	Ag (%)	Rec Au (%)	Rec Ag (%)
	10.95	41.66	20.4	1.188	104.600	0.01301	1.14558	61.7%	52.9%	15.082	6.272
2.0	6.97	26.51	39.6	0.616	72.500	0.00429	0.50525	20.4%	23.3%	25.872	16.619
6.3	5.96	22.65	59.7	0.468	68.300	0.00279	0.40673	13.2%	18.8%	15.676	6.052
12.5	2.41	9.18	100.0	0.407	44.250	0.00098	0.10673	4.7%	4.9%	0.245	25.379
		<b>26.29</b>	<b>100.00</b>	<b>0.802</b>	<b>82.330</b>	<b>0.02107</b>	<b>2.16429</b>	<b>100.0%</b>	<b>100.0%</b>	<b>16.977</b>	<b>9.978</b>

Fuente: Elaboración propia



- Como se puede apreciar la mayor cantidad de oro se encuentra en la malla - 10 mineral fino.
- Se puede observar sin embargo que la mayor recuperación se da en la malla -1/4
- En la malla +1/2 el contenido de metal es de 4.91% promedio poco relevante
- La recuperación de oro en columna fue de 16.97 en Au y 9.78 en Ag (tomando las recuperaciones más bajas entre los resultados de cabeza y rípios de la columna VS los análisis por mallas).
- En las columnas si se considera solo 12 días de lixiviación para una Relación L/S de 1.628 que representa en relación a la recuperación en columna 15.6% en Au y 6.36% en Ag menos por lo que la recuperación solo por lixiviación seria de 14.32% y en Ag de 9.157% .
- El consumo de cianuro seria de 0.198 kg/t y de cal es de 0.63 kg/t
- Esta prueba nos indica que con solo la aireación del pad generada por remoción es suficiente.



# ARUNTANI SAC

Tuca ri

**MUESTRA PAD ESPECIAL SECTOR 01**  
**CODIGO DE COLUMNA :** COLUMNA - 01  
**MUESTRA :** PAD ESPECIAL  
**DIAMETRO COLUMNA :** 13.70 cm  
**PIESO DE MINERAL BECO :** 25.56 kg  
**LEY DEL MINERAL AU :** 01.44% Plata  
**CAL total :** 2.49 mg  
**CAL :** 16.10 mg  
**RATIO DE CAL :** 0.630 kg/t  
**NACION :** 400 ppm  
**INICIO DE LIXIVIACION :** 05/01/2017 08:30 a.m.  
**V. PERCOLACION :** 06/01/2017 09:26 a.m.  
**RATIO DE RIEGO :** 1.156 m/dia  
**PIESO DE MINERAL HUMEDO :** 26.00 kg  
**% HUMEDAD :** 1.71 %

Plata	g/t
01.44%	ng
2336.9714	ng

## BALANCE METALURGICO

METAL		AU	Ag
CABEZA ENSAYADA	[g/t]	0.3086	91.2445
COLA ENSAYADA	[g/t]	0.3022	82.3300
PERDIDA EN LA ENSAYADA	[g/t]	0.0027	16.8721
RECUPERACION APLICADA	[g/t]	5.046	2.137
METAL EN SOLUCION	[mg]	1.0392	45.9469
METAL TOTAL	[mg]	21.5854	21.49.923

## DATOS

PIESO HUMEDO	26.0000	kg
Peso Humedo	25.56	kg
Peso Seco	25.56	kg

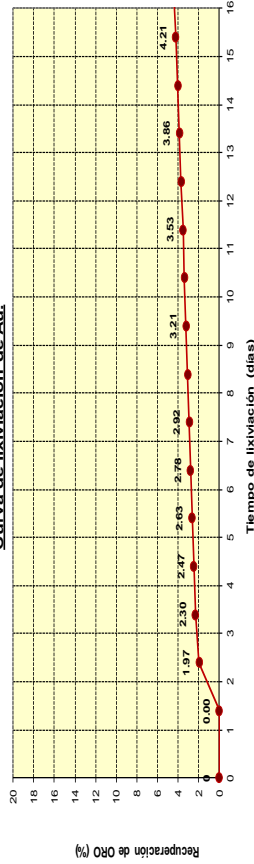
LEYES LABORATORIO - RPIO	
AU	0.8032 (g/t/a)
Ag	82.3300 (g/t/a)
H2O	0.0000 (%)

RELACION L/S 1.628

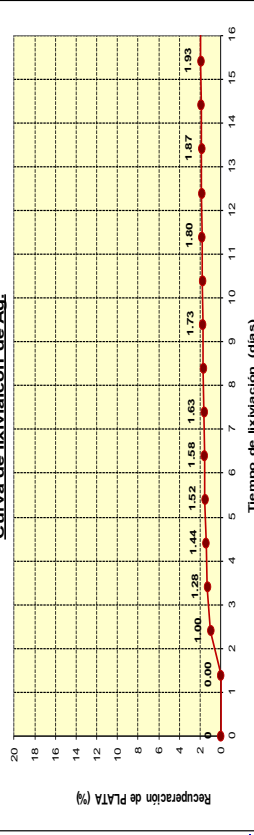
CONSUMO DE REACTIVOS	
NiCN	0.198 (kg/t)
Cal	0.630 (kg/t)

FECHA	LIXIVIACION (dias)	SOLUCION RICA			SOLUCION RIEGO			CONSUMO DE REACTIVOS		EXTRACCION DE AU		EXTRACCION DE AG	
		VOLUMEN (L)	VOLUMEN ACUMULADO (L)	pH	[NiCN] (ppm)	[Ag] (ppm)	[Au] (ppm)	[NiCN] (ppm)	Dia (g)	Acumulado (g)	Dia (%)	Acumulado (%)	Dia (%)
05/01/2017	0	0.000	0.000	0.00	0	0.000	0.000	0.000	0.00	0.00	0	0	0
07/01/2017	1	0.000	0.000	11.21	1.30	0.140	0.000	0.000	0.94	0.94	0.49	1.97	23.27
08/01/2017	2	3.475	3.475	11.45	2.60	0.022	0.000	0.000	1.45	1.45	0.08	2.30	6.71
09/01/2017	3	3.655	7.130	11.40	2.60	0.022	0.000	0.000	1.45	2.90	0.04	2.47	6.71
10/01/2017	4	4.228	11.358	11.10	2.60	0.010	0.000	0.000	0.51	3.41	0.17	2.63	7.36
12/01/2017	5	4.020	15.378	11.35	3.20	0.010	0.000	0.000	0.38	3.79	0.04	2.63	7.36
13/01/2017	6	3.785	19.164	11.62	2.70	0.010	0.000	0.000	0.15	3.94	0.15	2.78	7.36
14/01/2017	7	4.020	23.184	11.65	3.20	0.010	0.000	0.000	0.38	4.32	0.17	2.95	7.36
14/01/2017	8	4.114	27.298	11.66	3.20	0.010	0.000	0.000	0.39	4.71	0.17	3.09	7.36
15/01/2017	9	3.193	30.491	11.54	3.20	0.010	0.000	0.000	0.26	4.97	0.13	3.24	7.36
15/01/2017	10	4.028	34.519	11.52	3.10	0.010	0.000	0.000	0.36	5.33	0.16	3.39	7.36
16/01/2017	11	3.728	38.247	11.54	3.20	0.010	0.000	0.000	0.30	5.63	0.15	3.53	7.36
17/01/2017	12	4.043	42.290	11.52	3.10	0.010	0.000	0.000	0.36	5.99	0.16	3.69	7.36
18/01/2017	13	4.150	46.440	11.52	3.10	0.010	0.000	0.000	-1.29	3.77	0.04	3.77	7.36
19/01/2017	14	4.182	49.935	11.56	2.90	0.010	0.000	0.000	0	3.77	0.04	3.77	7.36
20/01/2017	15	4.060	54.060	11.54	2.86	0.010	0.000	0.000	-1.21	2.56	0.17	4.03	7.36
21/01/2017	16	4.030	58.350	10.38	2.86	0.010	0.000	0.000	-1.46	1.10	0.20	4.41	7.36

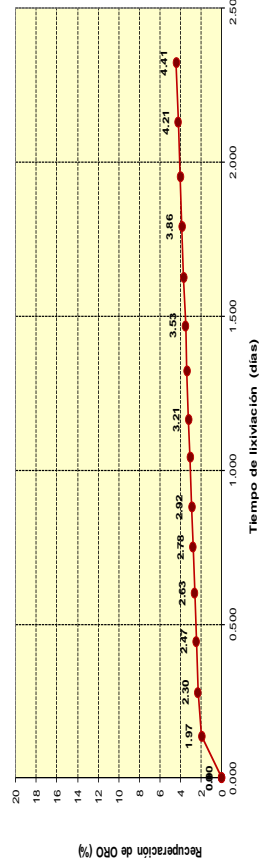
Curva de lixiviacion de Au.



Curva de lixiviacion de Ag.



Curva de lixiviacion de Oro







#### 4.2 EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PAD PILOTO.

<b>EVALUACIÓN ECONOMICA SEGÚN PRODUCCION EFECTIVA</b>			
<b>MINERAL TARATADO</b>	93800 t		
<b>PRODUCCIÓN Oz Au + Ag Equiv. En Au FISICO</b>	256.262191 Oz		
<b>COSTOS</b>	<b>US\$</b>	<b>US\$/t</b>	<b>US\$/Oz</b>
<b>Costo Equipos</b>	36,458	0.389	142.268
<b>Costo MANO DE OBRA</b>	4,813	0.051	18.781
<b>Costo Combustible</b>	10,689	0.114	41.712
<b>Costo de Cal</b>	13,046	0.139	50.910
<b>Gasto en NaCN</b>	65,705	0.700	256.397
<b>Energía</b>	11,855	0.126	46.262
<b>Análisis Químicos</b>	2,500	0.027	9.756
<b>Costo de lavado Pad Especial</b>	16,215	0.173	63.273
<b>TOTAL</b>	<b>161,281</b>	<b>1.703</b>	<b>629.358</b>
<b>VENTA Au + Ag</b>	<b>318,870</b>	<b>3.399</b>	<b>1244.311</b>
<b>UTILIDAD</b>	<b>157,589</b>	<b>1.680</b>	<b>614.953</b>



## V. CONCLUSIONES

- Primera:** La recuperación global desde inicio de operaciones este aumento en 1.67% en Au y 11.17% en Ag por lo que la recuperación acumulada mejoro a valores de 87.71% en Au y 37.82% en Ag.
- Segunda:** En la evaluación económica se debe tener en consideración que la remoción del mineral si bien es cierto fue total, esta se realizó sobre la misma área del PAD PILOTO y este tiene un solo Lift, por lo que la distancia de transporte fue mínima (aproximadamente 100 metros), en consecuencia, los ratios presentados en este informe tendrían una variación de acuerdo a la distancia de transporte que se realizó.
- Tercera:** se realizó pruebas de pH del mineral encontrándose en 8-9 .
- Cuarta:** La remoción completa del mineral con trabajo de perforación con diamantina con una malla corta (2 metros), esto para poder cruzar las posibles islas de mineral que no se hayan regado dentro del mineral por tema de canalización y compactación en el interior de la pila que pudiera haber existido y posteriormente ripear la parte superior e instalar riego por goteo.
- Quinta:** Estos resultados con el análisis de los ripios del mineral, los mismos son tomados luego de terminar el proceso de lavado del mineral con agua alcalina que actualmente se viene realizando y tenemos resultados en 10 días aproximadamente.
- Sexta:** El costo de LAVADO DEL PAD PILOTO con un precio unitario de 0.172 US\$/t esta ratio fue determinada con costos reales de lavado.



## VI. RECOMENDACIONES

- -Se recomienda realizar pruebas Metalúrgicas, en el pad ,1, 2, 3.
- -Se recomienda realizar pruebas metalúrgicas con reactivos que no ocasionen impactos ambientales negativos.
- -Se recomienda seguir realizando pruebas para poder ampliar la vida útil de la mina
- Para seguir generados impactos positivos laboralmente y socialmente.



## VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Diaz, M (2014) "Cerro yanacocha silver evaluation and recovery maximization program".  
Reporte "Laboratorio de investigaciones metalurgicas minera yanacocha  
SRL".Cajamarca
- Cornejo et al., (1994) "Aspectos fundamentales del proceso de cianuracion de oro". Una  
traduccion. "fundamental aspects of the gold cyanidation process: A Review "  
denver colorado estados unidos , marzo.
- Dana, H.; (1965) "Manual De Mineralogía", Editorial Reverté, S.A., Barcelona, España,
- Haung, et al., (1994) "Hidrometalurgia" Tomos 1 y 11 (Trad. Luis y Juan Chia A.) Ed.  
Popular. Lima.
- Heinen, et al., (1978) "Processing Gold Ores Using Heap Leach-Carbon Adsorption  
Methods", US Bureau of Mines, Information Circular 8770.
- Misari F., (1993).; "Metalurgia del Oro", CEPECT, Lima- Perú, Tomo 1 y 11.
- Mundo Minero, "Oro, Tratamiento De Los Minerales De Oro" Separata del Periódico  
Mundo Minero, Lima, Perú.
- Potter, G. & Bhappu, R. (1981) "La Química de la Recuperación de Oro y Plata a Partir  
de Recursos Naturales" en Process and Fundamental Considerations of Selected  
Hydrometallurgical Systems, Martin C.Kuhn; SME-AIME, New York, pp27-35.
- Rosenqvist, T. (1987) "Fundamentos De Metalurgia Extractiva", Centro Regional de  
Ayuda Técnica (AID), México.
- Sohn, H. & Wadsworth, M. (1986) "Cinética de los Procesos de la Metalurgia Extractiva",  
Editorial TRILLAS, México.



- Xue, T. & Osseo, K. (1985) "Equilibrio Heterogéneo en los Sistemas AuCN-H<sub>2</sub>O y Ag-CN-H<sub>2</sub>O" Metallurgical Transactions B; Volume 168; Setiembre; pp455-463.
- Carrera, I. (1999) "el riego en la lixiviación en pila". curso "Tecnología moderna de lixiviación de cobre en pilas". instituto de ingeniero de minas de Chile – Antofagasta Chile.
- Castro C. (2005). Optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la Compañía Minera "Yauliyacu" S.A. mediante diseños experimentales. [Tesis]. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos;
- Temolada J. (1993) Optimización del Proceso de Recuperación de Oro por Cianuración Mediante Variantes Hidrometalúrgicas en el Tratamiento de Concentrados Piritosos Refractarios. II Simposio de Geología, Minas y Metalurgia del Oro; junio-julio; Lima-Perú
- Meza L. (1981) Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos de los metales preciosos. Medellín-Colombia; p. 1-80
- Canseco D. (1978). Metalurgia del oro y plata. Lima: Editorial UNI; pp 44- 147.
- Parga JR (1996) Carrillo FR. Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. Rev Met Madrid.; 32(4): 254-266.
- Calzado L. (2012) Estudio del comportamiento a la lixiviación de la pirita de Cerro de Pasco con contenido de plata. Cerro de Pasco: Empresa Administradora Cerro S.A.C.;
- Julian H, & Smart E. (1904) Cyaniding gold and silver ores. London: Charles Griffin and Company Ltd.;



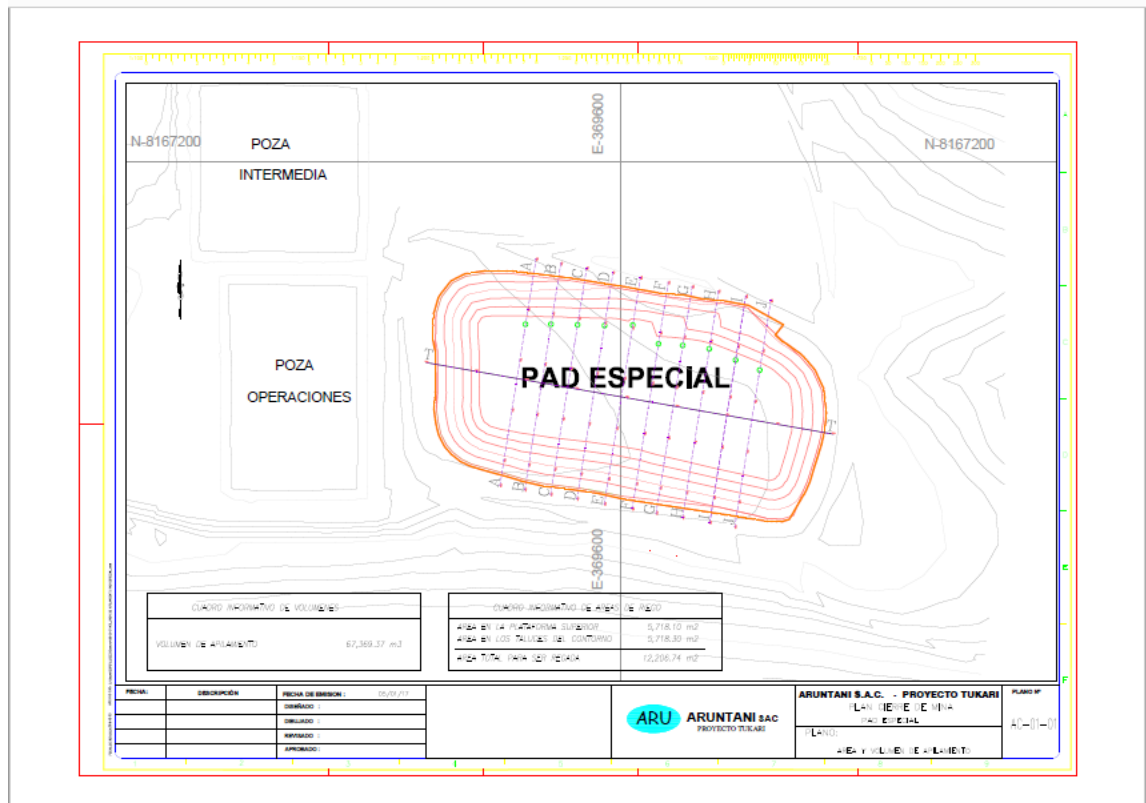
- Cambi L. (1958) Cyanidation of gold and analogous metals by hydrocyanic acid and oxygen; Att, Accad, nazl Lincei, Rend. Classes sci. fis.; 24: 20-56.
- Dominic, E (2004) ,Hidrometalurgia, Cap. 7
- Longley, R. et al (2002), “A New Age Gold Plant Flowsheet for the Treatment of High Grade Ores”, AusIMM - Metallurgical Plant Design and Operating Strategies Conference 2002.
- Longley, R. et al (2003), “Intensive Cyanidation: Onsite application of the InLine Leach Reactor to gravity gold concentrates”, Australia.
- Montgomery C., (2004), Diseño de Experimentos – Segunda Edición, LIMUSA WILEY, Universidad Estatal de Arizona.
- Cáceres, A. (2007), Hidrometalurgia, Universidad de Atacama
- Alfaro S. & Marco A. (2002), “Introducción al Muestreo Minero”, Santiago de Chile.
- Zadra, J. B., Engel, A. L., (1952) and Heinen, J. H. D.S. Bureau of Mines, H.I. 4843. Feb..
- Zheng, J. et al. (1995) Study of Gold Leaching in Oxygenated Solutions Containing Cyanide-Copper-Ammonia Using a Rotating Quartz Crystal Microbalance. Hydrometallurgy, Vol 39, pp. 277-292.





# ANEXOS

## Anexo 1. Planos pad Especial (piloto)



## Anexo 2. procedimiento pruebas metalúrgicas

### 2. PROCEDIMIENTO DE LAS PRUEBAS

2.1 Para la prueba flash a. Preparación de la Solución Estándar de NaCN (1%) y NaOH (0.3%) por cada litro de agua.

- En un vaso de vidrio disolver en agua de 500 ml, 10 g de NaCN y 3 g de NaOH.
- A la solución diluida de NaCN y NaOH en el vaso, arrasar la solución a un 1 L.
- Agitar la solución para su homogenización total.
- Etiquetar la solución preparada. b. Prueba de lixiviación flash.
- La muestra pulverizada de 2,0 Kg., se procede a la preparación mecánica de mineral, que consiste en homogenizado, cuarteo para su muestra de cabeza y para la prueba.



- Pesar 17 g de mineral (mineral homogenizado y cuarteado de la muestra principal) en la probeta.
- Agregar a la probeta con mineral, la solución preparada de NaCN (1%) y NaOH (0.3%) la cantidad de 33 ml.
- Tapar la probeta y agitarlo manualmente para que se forme la pulpa.
- Colocar las probetas en la tubería corrugada, luego en el rodillo de agitación por un tiempo de 2 horas a 50 RPM.
- Una vez terminado la prueba, retirar la tubería corrugada con las probetas del equipo de agitación.
- Colocar las probetas en el equipo centrifugador para su separación de sólido/líquido.
- Vaciar la solución clarificada a los tubos de ensayo bien codificadas.
- Enviar a analizar la solución al Laboratorio Químico por ensayo por Au. 105
- Calcular la recuperación flash de la muestra ensayada de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$\% \text{ Recuperacion} = \left( \left( \frac{\text{Au solución} * 33}{\text{Au en mineral} * 17} \right) * 100 \right)$$

**Ejemplo:**

**Si:**

**Au en mineral = 0.730 g/TM**

**Au en solución = 0.336 ppm**

$$\% \text{ Recuperacion} = \left( \left( \frac{0.336 * 33}{0.730 * 17} \right) * 100 \right)$$

$$\% \text{ Recuperacion} = 89.38 \%$$

### Anexo 3. Cuartero de mineral , para pruebas metalúrgicas.



### Anexo 4 Planta Merrill Crowe unidad minera Tucari.

