

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA E INGENIERIA
METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA



**“OPTIMIZACION DEL pH EN LA CIANURACION DE ORO A
PARTIR DE MINERALES ARSENOPIRITICOS EN LA MINERA
AURIFERA RETAMAS S.A.”**

TESIS

PRESENTADA POR:

RIVERA HUIRSE JUAN FRANKLIN

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA E INGENIERIA METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA

“OPTIMIZACION DEL PH EN LA CIANURACION DE ORO A
PARTIR DE MINERALES ARSENOPIRITICOS EN LA MINERA
AURIFERA RETAMAS S.A.”

PRESENTADA POR:

Bach. RIVERA HUIRSE JUAN FRANKLIN

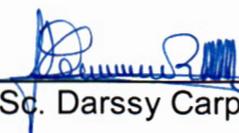
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

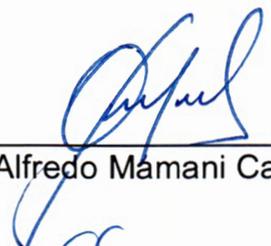


APROBADA POR:

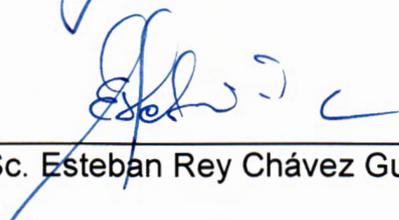
PRESIDENTE:


M.Sc. Darssy Carpio Ramos

PRIMER MIEMBRO:


M.Sc. Alfredo Mamani Canqui

SEGUNDO MIEMBRO:


M.Sc. Esteban Rey Chávez Gutiérrez

DIRECTOR/ASESOR:


M.Sc. German Coillo Cotrado

Tema: Cianuración del oro

Área: Metalurgia Extractiva

Fecha de sustentación 24 de julio del 2018

DEDICATORIA

En estos momentos en que los sueños no se acaban, si no en el cual florecen varias metas. Por eso quiero agradecer principalmente a Dios, a nuestro señor Jesucristo.

A mis queridos padres: Metodia, HUIRSE MANZANO y Matías RIVERA CHURA por toda la confianza y darme el apoyo que necesite quienes agradezco de todo corazón, por su amor, cariño, comprensión y acompañarme en las alegrías y tristezas.

También a cada uno de mis compañeros de trabajo al Ing Chique Acero Jhon Vicente, Ing. Ochoa Vara Jesús Alberto, Ing. Díaz Sánchez Juan Carlos, por su apoyo en el transcurso de realización de esta tesis de investigación.

AGRADECIMIENTOS

A Dios por estar siempre conmigo, porque me ha protegido del mal y darme la fuerza necesaria para salir adelante, llevándome a un camino del bien.

La realización de esta tesis es un trabajo de envergadura que no es posible sin las voluntades de varias personas estimadas. A lo largo de este proceso he contraído deudas de gratitud con muchas personas a las que me gustaría expresar, Ing. Chique Acero Jhon Vicente, Ing. Ochoa Vara Jesús Alberto, Ing. Díaz Sánchez Juan Carlos, a mi asesor M.Sc. German Coillo Cotrado desde estas páginas, mi más sincero agradecimiento.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
ÍNDICE DE ACRONIMOS.....	xiv
RESUMEN.....	xv
ABSTRACT.....	xvi

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN	1
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.1.1. Descripción y definición del problema.....	2
1.1.2. Problema General.....	3
1.1.3. Problemas Específicos	3
1.2. JUSTIFICACION	3
1.3. OBJETIVOS	4
1.3.1. Objetivo general.....	4
1.3.2. Objetivos específicos	4

CAPITULO II

REVISION DE LA LITERATURA	5
---------------------------------	---

2.1 ANTECEDENTES.....	5
2.1.1. Para el primer objetivo	5
2.1.2. Para el segundo objetivo	9
2.1.3. Para el tercer objetivo	11
2.2. PROCESO DE LIXIVIACION DE ORO	13
2.2.3. Cianuración y sus limitaciones.....	13
2.2.4. Reacciones de oro en soluciones diluidas de cianuro	15
2.2.5. Influencia de Compuestos extraños del Mineral	17
2.2. PROPIEDADES Y CARACTERISTICAS GENERALES DE LOS MINERALES QUE COMPONEN EL CONCENTRADO UTILIZADO	20
2.2.1. Arsenopirita (FeAsS).....	20
2.2.2 El arsénico.....	23
2.2.3. características del arsénico.....	25
2.2.4. Pirita (FeS).....	26
2.3. CASO PARTICULAR DEL DEPÓSITO DE LA MINA “MARSA”	26
2.3.3. características del yacimiento “Marsa”	28
2.3.4. Mineralogía del Yacimiento.....	28

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS.....	29
3.1 CARACTERIZACION DEL MINERAL.....	29

3.1.2 La refractariedad.....	29
3.1.5. Gravedad específica.....	32
3.1.6 Solución de cianuro de sodio.....	32
3.1.7. Solución de Yoduro de potasio.....	33
3.1.8. Solución de Nitrato de plata	33
3.1.9. Equipo de protección personal	34
3.2. DESCRIPCION DE LAS ETAPAS PARA LA CIANURACION DEL CONCENTRADO DE ORO.....	35
3.2.5. Análisis químico del concentrado por espectrofotometría.....	37
3.2.6. Análisis de oro y plata mediante ensayo al fuego	38
3.3. PRUEBAS PRELIMINARES.....	38
3.4. DESCRIPCION DE LAS PRUEBAS.....	39
3.4.1. Para cumplir con el primer objetivo.....	39
3.4.2. Descripción y datos de las pruebas realizadas	41
3.4.3. Para cumplir con el segundo objetivo	42
3.4.4. Para cumplir con el tercer objetivo.....	43
CAPITULO IV	
RESULTADOS Y DISCUSIONES DEL DISEÑO DE EXPERIMENTOS.....	44
4.1. PRUEBAS PRELIMINARES.....	44
4.1.1. Precipitación química del arsénico con cloruro férrico	44

4.2.	RESULTADOS LOGRADOS DEL DISEÑO DE EXPERIMENTOS PLANTEADO PARA LA CIANURACION DE MINERAL ARSENOPIRITICO.....	51
4.3.	DATOS DE LAS 9 PRUEBAS REALIZADAS DE CIANURACION	53
4.3.1.	Prueba de cianuración 24 horas N° 1: pH=11.0.....	53
4.3.2.	Prueba de cianuración 24 horas N° 2: pH=12.0.....	54
4.3.3.	Prueba de cianuración 24 horas N° 3: pH=12.50.....	55
4.2.4	Resultados en 24 horas del As y del Au.....	56
4.2.5.	Prueba de cianuración 48 horas N° 4: pH=11.0.....	59
4.2.6.	Prueba de cianuración 48 horas N° 5: pH =12.0.....	60
4.2.7.	Prueba de cianuración 48 horas N° 6: pH =12.5.....	61
4.2.8	Resultados en 48 horas de la disolución del n del oro	62
4.2.9.	Prueba de cianuración 72 horas N° 7: pH =11.0.....	65
4.2.10.	Prueba de cianuración 72 horas N° 8: pH =12.0.....	66
4.2.11.	Prueba de cianuración 72 horas N° 9: pH=12.5.....	67
4.2.12	Resultados en 72 horas de la disolución del arsénico.....	68
4.3.	RESULTADOS PARA EL PRIMER OBJETIVO	70
4.4.	RESULTADOS PARA EL SEGUNDO OBJETIVO	71
4.5.	RESULTADOS PARA EL TERCER OBJETIVO.....	72
	CONCLUSIONES	74
	RECOMENDACIONES.....	75



REFERENCIAS	76
ANEXOS.....	80

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Especies mineralógicas en orden y abundancia	30
Tabla 2: Niveles de experimentación para las variables del diseño	31
Tabla 3: Muestra el número de experimentos realizados según el diseño	31
Tabla 4.4 Materiales/herramientas/equipos utilizado en la prueba	35
Tabla 5: Formulación de la solución lixivante y condiciones	40
Tabla 6: Formulación de la solución lixivante y condiciones	40
Tabla 7: Contenido de Au, Ag, As, Cu, Fe, Pb, los resultados	44
Tabla 8: Reciclo a diferentes pH	45
Tabla 9: Barren a diferentes pH	46
Tabla 10: Rica a diferentes pH	47
Tabla 11: O/F D10 a diferentes pH	48
Tabla 12: Reciclo 10% + Barren 90% a diferentes pH	49
Tabla 13: consumo de cal y FeCl ₃ a diferentes pH	49
Tabla 14: Resultados de las pruebas con Reciclo, Barren y Rica	50
Tabla 15: Resultados de las pruebas con O/F D10	50
Tabla 16: Resultados de las pruebas con Reciclo + Barren	51
Tabla 17: Determinación del peso específico	51
Tabla 18: Resultados de la disolución del Au y As	56
Tabla 19: Resultados de la disolución del Au y As	62
Tabla 4.21 Resultados de la disolución del Au y As	68

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Diagrama Eh/pH para el oro y el agua a 25°C.....	14
Figura 2: Diagrama a 25°C Eh/ph para el auro-cianuro-agua.....	15
Figura 3: Mecanismo de cianuración de oro.	16
Figura 4: Diagrama a 25°C Eh/ph para el cianuro-agua	17
Figura 5: Factores que afectan la disolución de oro	18
Figura 6: Pourbaix, Diagrama a 25°C Eh/ph para el Arsénico-agua.....	18
Figura 7: Disolución de metales en la solución de Reciclo a diferentes pH	45
Figura 8: Disolución de metales en la solución de Barren a diferentes pH.	46
Figura 9: Disolución de metales en la solución Rica a diferentes pH.....	47
Figura 10: Disolución de metales a diferentes pH.....	48
Figura 11: curvas de disolución Au-As en un pH 11.	53
Figura 12: curvas de disolución Au-As en un pH 12.	54
Figura 4.13 curvas de disolución Au-As en un pH 12.5	55
Figura 14: Extracción del Au y As (mg/L) en 24 horas	57
Figura 15: Resultados de consumo de NaCN	57
Figura 16: Disolución de As-pH=11,12 y 12.5 en 24 horas de agitación	58
Figura 17: curvas de disolución en 24 horas de agitación	58
Figura 18: curvas de disolución Au-As en un pH 11	59
Figura 19: curvas de disolución Au-As en un pH 12	60
Figura 20: curvas de disolución Au-As en un pH 12.5	61
Figura 21: Extracción del Au y As (mg/L) en 48 horas.....	62
Figura 22: Resultados de consumo de NaCN a diferente pH	63

Figura 23: Disolución de As-pH=11, 12 y 12.5 en 48 horas de agitación	63
Figura 24: curvas de disolución de Au-pH=11,12 y 12.5 en 48 horas	64
Figura 25: curvas de disolución Au-As en un pH 11	65
Figura 26: curvas de disolución Au-As en un pH 12	66
Figura 27: curvas de disolución Au-As en un pH 12.5	67
Figura 28: Extracción del Au y As (mg/L) en 72 horas.....	68
Figura 29: Resultados de consumo de NaCN a diferente pH	69
Figura 30: Disolución de As-pH=11,12 y 12.5 en 72 horas de agitación	69
Figura 31: curvas de disolución en 72 horas de agitación	70
Figura 32: Resultados de consumo de NaCN a diferentes tiempos.....	70
Figura 33: Disolución Total de As-pH=11,12 y 12.5.....	71
Figura 34: Recuperación total de oro en función a las horas	72
Figura 34: Mapa de ubicación minera aurífera retamas.....	81

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Mapa de ubicación minera aurífera Retamas S.A.	81
Anexo 2: Análisis granulométrico de las pruebas realizadas	81
Anexo 3: Imágenes en el transcurso de las pruebas	82
Anexo 4: Reportes diarios de operaciones planta marsa.....	84
Anexo 5: flow sheet.....	91

ÍNDICE DE ACRONIMOS

Apy	Mineral arsenopirita
Py	Mineral pirita
Ef	Mineral esfalerita
Cp	Mineral calcopirita
Mc	Mineral marcasita
GGs	Gangas
TMSD	Toneladas métricas solida por día
Au	Oro
pH	Potencial Hidrogeno
As	Arsénico
gr. NaCN	Gastado para compensar.
p	Peso de fiola
w	Peso de fiola más agua
NaCN	Cianuro de sodio
Ge	Gravedad especifica
%-m	Porcentaje de malla pasante stanley
g/T	Gramos en una tonelada
Kg/T	Kilogramo en una tonelada
RPM	Revoluciones por minuto
Eh	Potencial Rédox
Msnm	Metros sobre el nivel del mar

RESUMEN

La empresa minera aurífera MARSA S.A., a través de su planta de beneficio, viene desarrollando el tratamiento de minerales auríferos, con leyes de oro que oscilan entre 7 a 12 g/T, cuya composición mineralógica es compleja, puesto que contiene minerales arsenopiríticos, con alto contenido de arsénico, constituyéndose en un problema latente, por ser el principal cianicida, en el proceso de lixiviación, debido a su elevado consumo de cianuro y altos costos de producción. Motivo por el cual se realizó el trabajo de investigación titulado: **“OPTIMIZACIÓN DEL pH EN LA CIANURACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES ARSENOPIRÍTICOS EN LA MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.”** Siendo el objetivo principal: “Optimizar el pH en la cianuración de oro a partir de minerales arsenopiríticos”. y como objetivos específicos: “Evaluar el consumo de cianuro en función del pH”; “Evaluar la solubilidad del arsénico en función del pH”; “Determinar el tiempo de agitación con respecto a la extracción”. El método utilizado fue investigación científica experimental. La metodología fue por objetivos. Se realizó pruebas con mineral de la remolienda con una granulometría –m400 entre 95-98%, y una concentración de NaCN al 0.25%, a diferentes pH (11, 12 y 12.5), variando los tiempos de agitación (24, 48 y 72 h) y a 750 RPM. Se tomaron alícuotas de muestra, para controlar pH, concentración de cianuro, % extracción; al igual que los relaves de cada prueba, fueron enviados al ensaye químico. Se concluyó que “Al trabajar a pH altos, conlleva a un menor consumo de NaCN; por otro lado: “Al aumentar el pH disminuye significativamente la disolución de arsénico”. “A tiempos de lixiviación comprendidos entre 48 y 72 h se obtuvieron recuperaciones favorables”.

Palabras claves: Arsénico, agitación, cianuración, pH.

ABSTRACT

The Gold Mining company MARSA S.A., through its processing plant, has been developing the treatment of gold-bearing minerals, with gold grades ranging from 7 to 12 g/T, which mineral composition is complex, since it contains arsenopyrites minerals, with a high content of arsenic, constituting a latent problem, being the main cyanide in the leaching process, due to their high consumption of cyanide and high production costs. That is the reason why the investigation was carried out and entitled: "pH OPTIMIZATION IN GOLD CYANIDATION FROM ARSENOPYRIC MINERALS IN THE GOLD MINING COMPANY RETAMAS S.A." Being the main objective: "To optimize the pH in the gold cyanidation from arsenopyritic minerals". and as specific objectives: "To assess the of cyanide use according to pH"; "To assess the arsenic solubility according to pH"; "To determine the agitation time regarding the extraction". The experimental scientific research method was used. The methodology was by objectives. Mineral tests were done by the settler with a granulometry - m400 between 95-98%, and 0.25 NaCN concentration, at different pH (11, 12 and 12.5), varying the agitation times (24, 48 and 72 h) at 750 RPM. Aliquots of the sample were taken to control pH, cyanide, concentration percentage extraction; as well as the Mining tailings from each tests, they were sent to the chemical test. It was concluded that "working at high pH, leads to a lower of NaCN consumption; on the other hand: "By increasing the pH the dissolution of arsenic decreases significantly ". "Between 48 and 72 h leaching times favorable recoveries were obtained".

Key words: arsenic, agitation, cyanuration, pH.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

La presente tesis titulada “Optimización del pH en la cianuración de oro a Partir de Minerales Arsenopiríticos en la Minera Aurífera Retamas S.A.”, tiene como propósito optimizar el pH en la cianuración de oro a partir de minerales arsenopiríticos, con la finalidad de obtener un mayor porcentaje de extracción de oro, y obviamente alcanzar mayores beneficios económicos. La dificultad en la extracción de oro asociados con minerales arsenopiríticos, tiene encapsulamiento de tipo físico, en el que el oro esta ocluido en la matriz y el agente lixivante no puede acceder. Además, puede presentarse, una refractariedad química, debida a la presencia de especies que se combinan y consumen el agente lixivante. Teniendo en cuenta que la arsenopirita es el mineral de arsénico más abundante, y que, al someterla a lixiviación, se rompe la estructura del mineral, dando lugar a la liberación de apreciables cantidades de arsénico, es de esencial importancia proponer un tratamiento alcalino para llevar a cabo el control en el consumo del agente lixivante. Este proceso de cianuración está relacionado con el alto consumo de reactivos y las bajas extracciones alcanzadas debidas a la complejidad

mineralógica de los minerales tratados. Para cumplir tal fin se realizaron pruebas a nivel de laboratorio, las cuales fueron ratificadas a nivel de planta industrial; llegando a optimizar el pH y obtener mejores extracciones. El método utilizado en éste trabajo fue el de investigación científica experimental. Una de las limitantes para llevar a cabo esta investigación fue la poca disposición de la planta para la experimentación a nivel industrial.

La presente tesis está dividida en siete capítulos, inicialmente se presenta el problema de investigación mediante lo reportado hasta el momento en la literatura, posteriormente se describe los antecedentes que sustentan el trabajo de investigación, metodología experimental empleada para la solución del problema planteado. Los resultados y conclusiones obtenidos se encuentran en los últimos capítulos.

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.1. Descripción y definición del problema

La Empresa Minera MARSА viene tratando minerales auríferos cuyas leyes oscilan entre 7 – 12g/T. Dichos minerales tienen diferentes especies mineralógicas con alto contenido de mineral arsenopirítico (cianicida por el contenido de arsénico) dando lugar al consumo elevado de cianuro. Actualmente se encuentra trabajando por encima de sus parámetros normales, lo cual implica un excesivo consumo de reactivos dando lugar a pérdidas económicas significativas. Por otro lado, el relave se encuentra por encima del parámetro fijado. Todo esto trae consigo un nivel bajo

de recuperación comparado con el proceso que normalmente se desarrolla sin presencia de arsenopirita.

1.1.2. Problema General

¿Es posible la optimización del pH en la cianuración de oro a partir de minerales arsenopiríticos en la Minera MARSA?

1.1.3. Problemas Específicos

¿Sera posible evaluar el consumo de cianuro en función al pH?

¿Sera posible evaluar la solubilidad del arsénico en función al pH?

¿Sera posible determinar el tiempo de agitación con respecto a la recuperación de oro?

1.2. JUSTIFICACION

El proyecto de investigación titulado: **“OPTIMIZACIÓN DEL pH EN LA CIANURACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES ARSENOPIRÍTICOS EN LA MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.”** es justificable, debido a que en estos últimos años el precio del oro ha ido remontando año tras año, al punto que ha permitido poner en marcha muchos centros mineros dedicados a éste quehacer, e inclusive en algunos casos, se viene tratando minerales refractarios arsenopiríticos, que no dan buenas extracciones ni buenos márgenes de ganancia. Sin embargo, con éste trabajo, se pretende solucionar los problemas existentes en el proceso de cianuración, por la presencia de mineral arsenopirítico, que actúa como cianicida; optimizando el pH a una concentración y tiempo de lixiviación adecuado, bajando

el consumo de reactivo lixiviante, elevando el porcentaje de extracción, bajando los costos económicos de producción. Generando mayores ingresos al fisco a través del Canon Minero cuyo beneficiario final será el poblador de la región, quien se verá beneficiado a través de una mejor calidad de vida, mayores puestos de trabajo, al poner en movimiento el desarrollo local y regional con obras públicas en educación, salud, vivienda, etc.

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general

Evaluar la optimización del pH en la cianuración de oro a partir de minerales arsenopiríticos en la minera aurífera Retamas S.A.

1.3.2. Objetivos específicos

- Evaluar el consumo de cianuro en función al pH
- Evaluar la solubilidad del arsénico en función al pH
- Determinar el tiempo de agitación con respecto a la recuperación

CAPITULO II

REVISION DE LA LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES

Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA) se encuentra a una altitud de 3900 m.s.n.m. y se ubica en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad; en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a una distancia de 180 Km. hacia el Este de la ciudad de Trujillo.

La planta beneficio procesa 1720 TMSD de mineral, cuenta con 6 áreas de proceso, chancado, molienda, flotación, remolienda, cianuración y merrill crowe; Trata diferentes especies mineralógicas variando el contenido de mineral arsenopirítico.

2.1.1. Para el primer objetivo se encontró el siguiente antecedente

Morales Laurente, (2016) Consumo excesivo de cianuro, la presencia de sulfuros y compuestos cianicidas afecta el potencial rédox de las soluciones y propicia la pasivación del oro durante la cianuración, consumiendo excesivo cianuro y oxígeno.

La misma que concluye la afectación en el potencial rédox por la presencia de sulfuros y compuestos cianicidas.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación del tratamiento con cianuro de sodio en minerales arsenopiríticos y excesivo consumo de cianuro de sodio.

Tecsup virtual, (2010) los cianicidas no solamente consumen cianuro si no también oxígeno necesario en la cianuración. Muchos investigadores están de acuerdo que la disolución de oro por cianuro está controlada por difusión, pero en la lixiviación industrial con cianuro, las sustancias consumidoras de oxígeno pueden afectar decididamente la velocidad de extracción del oro. La pirrotita (y la pirita, en menor grado), el cobre, el zinc, arsénico y minerales de antimonio, consumen cianuro.

La misma que concluye la presencia de compuestos cianicidas y que no solamente consumen cianuro si no también oxígeno necesario en la cianuración.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación, de los minerales sulfurados que se trata y que son consumidores de cianuro y oxígeno.

Lovera, y otros, (2003) El efecto de iones cianicidas, la pirrotita, cobre, zinc, arsénico y minerales antimoniados consumen cianuro y los iones metálicos comunes Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , Ni^{2+} , Zn^{2+} forman con el cianuro complejos estables, consumiéndolo, de esta manera la actividad del cianuro es retardada.

La misma que concluye la presencia de compuestos cianicidas y iones metálicos que consumen cianuro necesario en la cianuración.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación, de los minerales sulfurados que forman iones metálicos cianicidas que se trata y que son consumidores de cianuro.

Aramburú Rojas V. S., (2013) En la minera aurífera Calpa (Set 1987) en la planta de cianuración había bajado de 90% a 79.25% por la presencia de cianicidas y por el gasto excesivo de cianuro que aumento de 6 kg/T a 13 kg/T de concentrado en promedio, se logró aumentar la recuperación a 87% y disminuir el consumo de cianuro a 5 kg/T. Para oxidar la pirita, pirrotita y otros minerales o concentrados auríferos sulfurados, es necesario realizar una oxidación, manejando los parámetros principales como: tiempo de pre-aireación, pH de pre-aireación y concentración de oxígeno, en caso contrario tendremos formaciones de ferrocianuros, tiocianatos, etc, que consumen innecesariamente el cianuro.

La misma que concluye la presencia de cianicidas en la minera aurífera Calpa y que desciende su recuperación y aumentando su consumo en cianuro.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación, de la baja recuperación y excesivo consumo de cianuro.

Meza Espitia, (2015) En la tesis "Efecto del medio sobre la extracción de oro mediante la transformación arsenopirita y la posterior estabilización de arsénico". En esta tesis se explica que la pirita y la arsenopirita son relativamente estable en soluciones oxigenadas, en un amplio rango de pH. La arsenopirita es uno de los minerales de oro refractario más importantes, el bajo potencial necesario para su oxidación en medio alcalino. Realizaron pruebas cíclicas a pH 8-12 temperatura ambiente y establecieron un mecanismo que se divide en dos etapas, en la primera

observaron la formación de FeOOH en la superficie, azufre elemental y iones de arsenito. En la segunda etapa, se da la oxidación del azufre a sulfato y de los iones arsenito a arsenato.

La misma que concluyo que la velocidad de oxidación de la arsenopirita depende de la concentración de la alcalinidad, temperatura, velocidad de agitación y tiempo de reacción.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación del tratamiento con mineral arsenopirítico en una solución alcalina.

Velasquez M., (2002) **El pH en la cianuración**. El mecanismo físico químico de la lixiviación del oro con soluciones de cianuro tiene su interpretación por diagramas de equilibrio Eh vs. pH para sistemas oro-agua, cianuro agua y oro-cianuro-agua. El oro puede formar especies de óxidos insolubles (óxido áurico hidratado: $\text{Au}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow 2\text{Au}(\text{OH})_3$ ó peróxido de oro, AuO_2 a potenciales relativamente altos. Ambos óxidos son termodinámicamente inestables y por lo tanto fuertes oxidantes. La fuerza oxidante de estos óxidos depende de la acidez del sistema y declina cuando incrementa el pH.

El ácido cianhídrico (HCN) y los iones de cianuro (CN^-) que forma el complejo auroso de cianuro ($\text{Au}(\text{CN})_2^-$), son las especies estables a muy bajos potenciales, siendo el último, predominante a pH mayores a 9,24. A potenciales elevados, el ion cianato (CNO^-), es la única especie estable.

2.1.2. Para el segundo objetivo tenemos el siguiente antecedente

Chile Patente nº DPI 55, (2007) Esta patente chilena “Proceso y sistema para la eliminación de arsénico y/o metales pesados que forman sulfuros insolubles de efluentes líquidos industriales con altos contenidos en arsénico y estabilización ambiental de compuestos de arsénico”. Esta invención está en el campo de la remoción y estabilización de metales pesados que forman sulfuros insolubles (Zn, Al, Pb, Cu, Bi, Fe, Si, Se y Hg) y no metales tóxicos, principalmente el arsénico (As), desde efluentes líquidos principalmente aquellos efluentes provenientes de soluciones acidas. La patente chilena 35.046 CL se refiere a un procedimiento hidrometalúrgico, por vía alcalina, de remoción de arsénico, caracterizado por que el arsénico es estabilizado insoluble y disuelto por medio de una solución alcalina.

La misma concluyo que la patente finalmente demuestra la remoción de arsénico en solución alcalina.

La patente corrobora con los objetivos de la investigación que proponemos, por la relación de la disolución de arsénico por vía alcalina.

Tecsup virtual, (2010) El mecanismo fisico quimico de la lixiviación de oro con soluciones de cianuro tiene su interpretación por diagramas de equilibrio Eh vs pH (Pourbaix) para sistemas oro-agua, cianuro-agua y oro-cianuro-agua. El oro puede formar especies de óxidos insolubles (óxido aúrico hidratado: $Au_2 O_3 \cdot 3H_2O$ $2Au(OH)_3$ ó peróxido de oro, $Au O_2$ a potenciales relativamente altos. Ambos óxidos son termodinámicamente inestables y por lo tanto fuertes oxidantes. La fuerza oxidante de estos óxidos depende de la acidez del sistema y declina cuando incrementa el pH. El ácido cianídrico (HCN) y los iones del cianuro que forma el

complejo auroso de cianuro, son las especies estables a muy bajos potenciales, siendo el último, predominante a pHs mayores a 9.24 a potenciales elevados, el ion cianato es la única especie estable.

La misma que concluye la lixiviación de oro tiene la interpretación por diagramas de pour baix Eh vs pH en la cianuración.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación, que forman óxidos insolubles y que depende de la acidez del sistema y declina cuando incrementa el pH.

Corcuera Urbina, (2015) En el acta de conferencia “Aplicación de la lixiviación a presión a minerales arsenopiríticos que contienen pública. Los minerales comunes portadores de metales preciosos y abundantes en el Perú son la arsenopirita (FeAsS), y la enargita (Cu_3AsS_4). Diversos trabajos existen que buscan estabilizar el arsénico incluyendo solidificación/estabilización, formación de escorodita, el efecto del pH oro para establecer el arsénico” explicaron sobre procesamiento de minerales arsenopiríticos, impacto del arsénico en la calidad ambiental e impacto del arsénico en la salud en la solubilidad del arsénico, el arsénico reacciona con el calcio del cemento formando arseniatos de calcio y a veces arsenitos de calcio.

La misma concluyó que el trabajo de investigación finalmente demuestra la factibilidad técnica de procesar minerales auríferos refractarios, logrando estabilizar el arsénico férrico, el cual es un compuesto resistente a la disolución a condiciones ambientales. La tecnología de lixiviación a presión demuestra que es muy versátil para procesar minerales refractarios porque permite adecuar fácilmente la temperatura, presión y pH requeridos para obtener algún producto específico.

En el acta de conferencia corrobora con los objetivos de la investigación que proponemos, porque se relaciona con el “efecto del pH en la solubilidad del arsénico”, el cual permitirá evaluar el consumo de cianuro de sodio en función al pH.

2.1.3. Para el tercer objetivo tenemos el siguiente antecedente

Morales Laurente, (2016) Lixiviación por agitación (cianuración convencional) Es agitada con solución cianurada por tiempos que se van desde las 6 hasta 72 horas.

La misma que concluye que el tiempo de agitación tiene un rango para la mejor recuperación.

La tesis corrobora con la investigación que proponemos, por la relación, el tiempo de agitación tiene un rango para tener mejor recuperación.

Tecsup virtual, (2010) una de oro de 45μ de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse, y una de 150μ de espesor no tardará más de 48 hrs para disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardará el doble de tiempo para disolverse.

La misma que concluye que el tiempo de agitación es en función al tamaño de la partícula.

Echevarria & Rodríguez, (2010) En este artículo “Remoción del arsénico mediante coagulación, filtración y sedimentación comparación con tecnologías disponibles”. Pretende hacer una revisión de las tecnologías disponibles para la remoción del arsénico del agua, para ello se hace una breve descripción y para luego enfocar el estudio en el proceso de coagulación-sedimentación-filtración.

Antes de esto y a modo introductorio, se analiza el estado de situación del arsénico en el agua.

De la misma se concluyó, a través de la comparación con las otras alternativas de tratamiento, se ha verificado la efectividad del método, coagulación-sedimentación-filtración brinda resultados satisfactorios para la remoción de arsénico en el agua.

El artículo corrobora con la investigación que proponemos, por la relación de la remoción del arsénico.

Ambrosio, (2005) En este documento electrónico "Evaluación y selección de tecnologías disponibles para la remoción de arsénico". Estas tecnologías son oxidadas, precipitación/filtración, adsorción, ablandamiento con cal e intercambio iónico. El ablandamiento con cal es una técnica en un rango de pH óptimo mayor a 10.5, permite remover un gran porcentaje de arsénico para concentraciones de 50g/L. de todos modos bajar a niveles de 1g/L puede resultar difícil usando este método por sí solo, por lo que este tipo de tratamiento debe ir acompañado de un tratamiento secundario para alcanzar buenos resultados.

De la misma concluyo con el ablandamiento con cal es efectivo para la remoción de arsénico (III) y (V). Debe tenerse especial cuidado en el manejo con el manejo del pH ya que cambia notablemente el proceso y como otra desventaja produce una gran cantidad de barros.

En este documento electrónico corrobora con la investigación que proponemos, por la relación al pH para la remoción del arsénico.

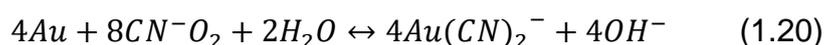
Corcuera Urbina, (2015) Es importante reconocer que la industria minera-metalúrgica peruana, por la falta de investigación, viene adoleciendo de nuevos procesos metalúrgicos propios que hagan posible la extracción de los metales sin contaminar el medio ambiente y no pongan en riesgo la salud humana.

Esta posibilidad permitiría, también y fundamentalmente, darle mayor valor a los minerales sucios-complejos y consecuentemente lograr mayores ingresos a la economía nacional. El desarrollo sostenible de la economía peruana tiene que respaldarse en el mayor valor agregado de sus recursos naturales, dejar de ser solo exportadores de materia prima.

2.2. PROCESO DE LIXIVIACION DE ORO

2.2.3. Cianuración y sus limitaciones

Peña, (1994) El cianuro es el agente lixivante más común para la recuperación de oro. El oro es oxidado y disuelto en una solución alcalina con cianuro, en presencia de oxígeno disuelto como oxidante, formando un complejo con el ion Au:



El ion $Au(CN)_2^-$ es estable en un amplio intervalo de pH, lo cual es una de las ventajas de este sistema de lixiviación. La velocidad de disolución de oro está controlada por la difusión de reactivos desde el seno de la solución a la superficie de las partículas de oro, entonces el proceso está controlado por la transferencia de masa. Aunque variables como la concentración de oxígeno, la temperatura, la concentración de cianuro, área superficial de oro expuesta, presencia de otros iones en solución y la velocidad de agitación también tienen influencia.

reforzar medidas para el uso no puede eliminarse en su totalidad. Por lo tanto, la solución más factible es la búsqueda de alternativas que puedan reemplazar el cianuro como lixiviante. En este sentido, se han probado diversas alternativas dentro de las que se destacan: la tiourea, el tiosulfato, algunos halógenos y el tiocianato.

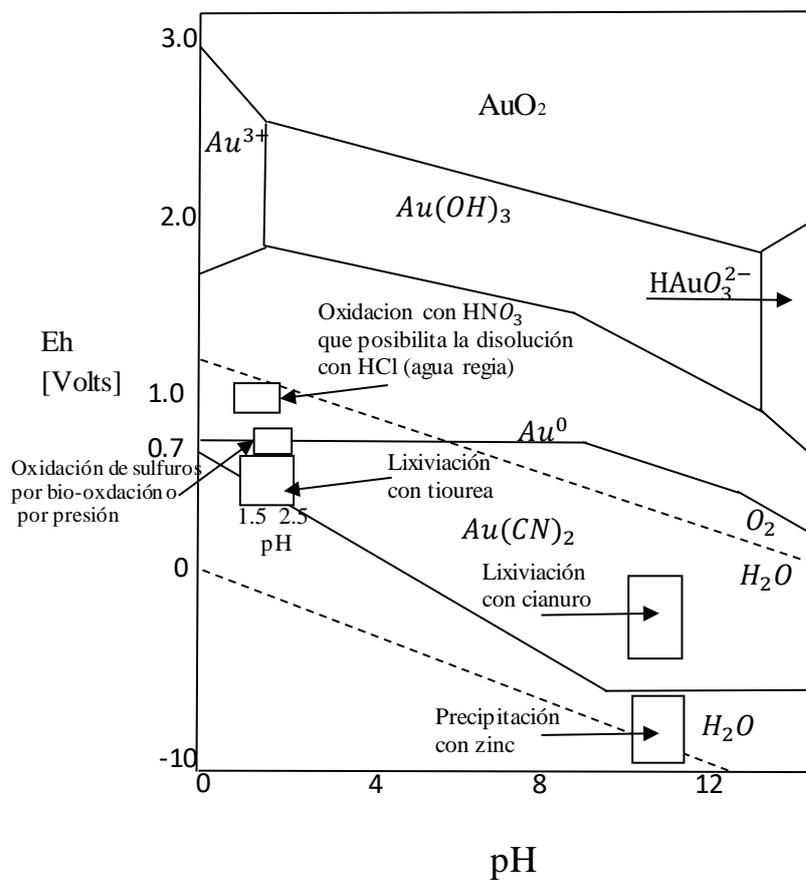


Figura 2: Ing Marcel Pourbaix, Diagrama a 25°C Eh/ph para el auro-cianuro-agua

2.2.4. Reacciones de disolución de oro en soluciones diluidas de cianuro de sodio

Pineda Quispe, (2015) Las reacciones de mayor significación en el proceso de cianuración son las que a continuación se presentan:

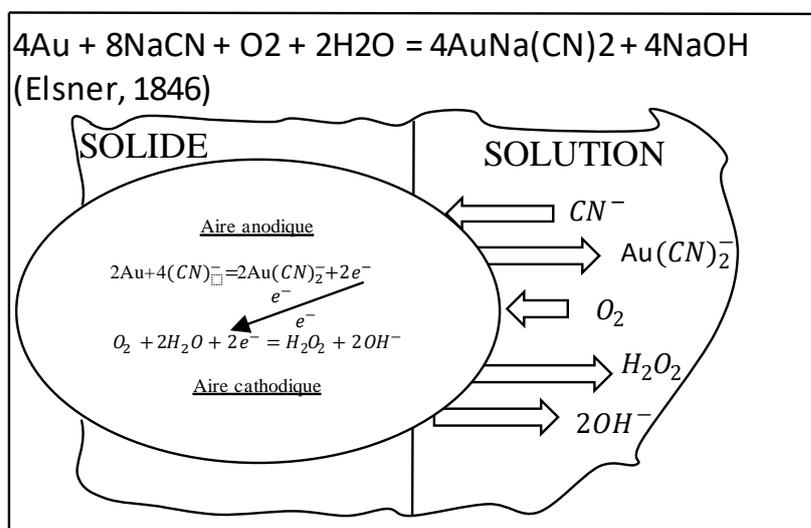


Figura 3: Mecanismo de cianuración de oro.(Elaboración (Scheele, 1783))

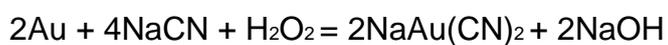
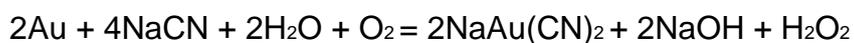
• **Ecuación de Elsner**



• **Ecuación sugerida por Janin**



• **Ecuaciones de Bodlaender**



La ecuación global vendría a ser la misma que la ecuación de Elsner.

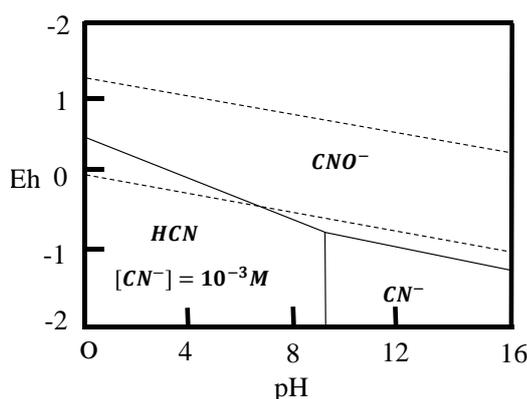


Figura 4: Ing Marcel Pourbaix, Diagrama a 25°C Eh/ph para el cianuro-gua

Respecto a estas ecuaciones cabe hacer un comentario, en razón de que el constituyente de mayor importancia es el oxígeno (excepto el de Janin, por lo que pierde credibilidad).

Las reacciones propuestas por Bodlaender resaltan cuán importante es la presencia del oxígeno la cual, en una cantidad limitada, forma el peróxido necesario por la disolución del oro y en exceso, propicia la oxidación del ion cianuro a ion cianato.

- **Principales factores que afectan la disolución de oro**

2.2.5. Influencia de Compuestos extraños del Mineral en el Proceso de Cianuración

Muchos investigadores están de acuerdo que la disolución de oro por cianuro está controlada por difusión, pero en la lixiviación industrial con cianuro, las sustancias consumidoras de oxígeno pueden afectar decididamente la velocidad de extracción del oro.

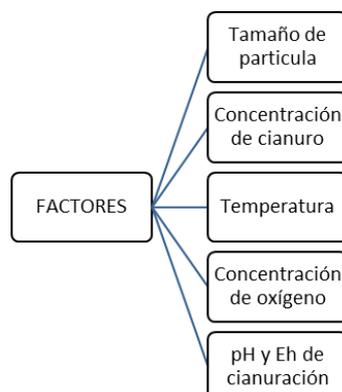


Figura 5: Factores que afectan la disolución de oro Elaboración Romero & Flores,(2010)

La pirrotita y la pirita, en menor grado, el cobre, el zinc y todos los metales fundamentales, arsénico y minerales de antimonio, consumen cianuro.

Algunas de las reacciones de cianicidas conocidas, se citan a continuación:

- ✓ $Fe^{2+} + 6CN^- \rightarrow Fe(CN)_6^{4-}$
- ✓ $2Cu^{2+} + 7CN^- + 2OH^- \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + CNO^- + H_2O$
- ✓ $ZnO + 4NaCN + H_2O \rightarrow Na_2Zn(CN)_4 + 2NaOH$
- ✓ $Ca_3(AsS_3)_2 + 6NaCN + 3 O_2 \rightarrow 6KCNS + Ca_3(AsO_3)_2$

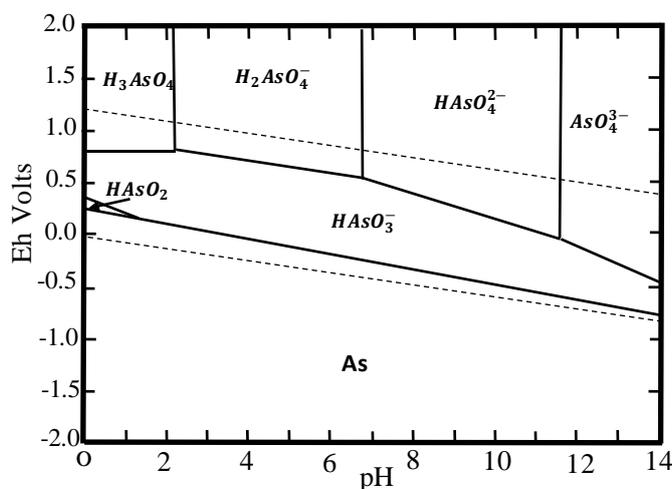
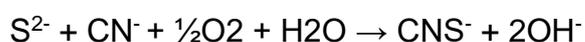


Figura 6: Ing Marcel Pourbaix, Diagrama a 25°C Eh/ph para el Arsénico-agua

Los iones de metales comunes (Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , Ni^{2+} y Zn^{2+}), con el cianuro forman Complejos estables, consumiéndolo, reduciendo su actividad y retardando la cianuración del oro.

Barsky, Swaison, & Easley, (1935) La velocidad de cianuración del oro no está afectada por la presencia de esos iones cuprocianuros, en tanto se mantenga un exceso de cianuro en solución [$(\text{CN total en solución}) / (\text{Cu total en solución}) > 4$]. Por lo tanto, si en la mena existen elevados niveles de cobre soluble en cianuro, que no pueden ser eliminados antes de la cianuración, se deberá añadir un exceso significativo de cianuro. Cuando la solución de lixiviación contiene más de 0,03% de cobre, el $\text{Cu}_2(\text{CN})_2 \cdot 2\text{NaCN}$ puede ser precipitado por acidificación controlada con ácido sulfúrico. El cianuro debería ser regenerado a partir de este precipitado. En la práctica industrial, si se permite que el contenido de cobre de la solución de lixiviación pase de 0,03%, la disolución de oro disminuye considerablemente. La recuperación de oro a partir de soluciones que contienen cobre, tiene que llevarse a cabo por el proceso carbón en pulpa (CIP), ya que la precipitación de oro con zinc es ineficiente en presencia de elevados niveles de cobre.

Los minerales sulfurosos reaccionan con el cianuro y oxígeno para formar iones tiocianatos:



(Aramburú Rojas S. V., 2003) La adición de una cantidad de cal pre-determinada y la agitación de las pulpas con alto contenido de minerales de pirrotita, arsénico y/o antimonio (los llamados minerales refractarios), es un pre-requisito a la cianuración. A esta etapa, le sigue una cianuración convencional con la notoria reducción de

consumo de cianuro y la separación de los sulfuros solubles como sulfatos básicos, oxidar el ferroso y precipitarlo en la forma de hidróxidos férricos.

2.2. PROPIEDADES Y CARACTERISTICAS GENERALES DE LOS MINERALES QUE COMPONEN EL CONCENTRADO UTILIZADO

2.2.1. Arsenopirita (FeAsS)

Meza Espitia, (2015) La arsenopirita es considerada como uno de los minerales de arsénico más comunes y abundantes. El hábitat de la arsenopirita varía considerablemente según diferentes sistemas geológicos tales como depósitos magnéticos, hidrotermales, pórfidos entre otros. La fórmula teórica de la arsenopirita es FeAsS, sin embargo es usual que se presenten desviaciones entre 1.22 y 0.82 en la relación As:S. Por otro lado, es posible que estos minerales contengan dentro de sus estructuras algo de Ni, Co, Sb, Mn, Se, o Bi, logrando con ello variaciones significativas en la composición, estructura, enlaces, estados de oxidación y características; de allí que se presenten en la naturaleza un sin número de particularidades propias de cada mineral estudiado.

La arsenopirita cristaliza en el sistema monoclinico, y su peso molecular es 162.83 g/mol con un contenido aproximado de 34.29% de Fe, 46.01% de As y 19.69% de S. El hierro suele estar presente como $Fe^{2+}(AsS)^{2-}$ y en menor contribución ($Fe^{3+}(AsS)^{3-}$), en cuanto al As y S, existen como grupo dianiónico debido al enlace covalente entre ellos. El arsénico esta como As^0 y As^{+1} en mayor proporción y el azufre: S^- (78%), S^{2-} (15%), S^{-n} como especies minoritarias.

Meza Espitia, (2015) encontraron para 6 arsenopirita diferentes que las constantes de red de las celdas monoclinicas mostraban un comportamiento lineal con el contenido de As e inversamente lineal con el azufre, indicando con esto que estos dos elementos se encuentran en solución sólida en la matriz del mineral. Esto puede explicar porque la separación del arsénico de azufre es mucho más difícil que la separación del hierro del grupo As-S

Casanova, y otros, (2011) La identificación y análisis estructural de arsenopirita es un proceso complejo debido a que la formación de esta se da generalmente gracias a un inter crecimiento de dos o más cristales simples en sus formas minerales, prestándose la dificultad de obtener un cristal para el análisis mediante difracción de rayos X.

2.2.1.1 Condiciones que Favorecen la Presencia de Oro en Arsenopirita

Los factores que controlan la concentración y la asociación de oro a sulfuros minerales como la arsenopirita son:

- ✓ Contenido de oro en la solución generadora del deposito
- ✓ Los parámetros fisicoquímicos sobresalientes o característicos durante la génesis del deposito
- ✓ La química del mineral huésped
- ✓ La formación simultanea de otros minerales de oro tales como oro nativo o electrum.

Sumado a lo anterior, la presencia de oro como inclusiones submicroscópicas intracristalinas en los sulfuros, depende de que el sustrato huésped sea apropiado

para el proceso de nucleación de oro, además de la solubilidad inicial de oro y de la variación de esta con el cambio en las condiciones.

Gonzalez Martinez, Reyes Cruz, & Veloz Rodriguez , (2003) La asociación de oro con arsenopirita se puede darse mediante reacciones de precipitación que involucran la desestabilización de especies aurificas en solución o bien por adsorción de especies acuosas de oro sobre sulfuros de formación reciente, proceso que se lleva a cabo por medio de la reducción electrocatalítica de las especies de oro metálico.

En consecuencia, la deposición de oro hidrotermal en arsenopirítica (o pirita según sea el caso) puede por lo tanto tener lugar en un amplio rango de temperatura, presión y composición de fluidos.

2.2.1.2 Forma y Localización de Oro en Arsenopirita

Corcuera Urbina, (2015) El oro asociado a este mineral generalmente se encuentra atrapado encapsulado en la matriz del sulfuro y es llamado “oro invisible”, término introducido por y definido como aquel que no puede ser observado mediante microscopia óptica o electrónica y que puede presentarse en solución sólida o como inclusión submicroscopica en los sulfuros y en consecuencia no puede recuperarse por medio de procesos convencionales.

Es importante resaltar la dificultad que existe en la identificación de si el oro que está presente en un depósito está en solución sólida o como solución o como inclusión submicroscopica y debe tenerse en cuenta que estos dos tipos de asociaciones pueden coexistir Velasco Roldan , (2014). La cantidad de oro varia significativamente de depósito en depósito Sanchez Perez, y otros, (2010) por lo

que es difícil generalizar a cerca de la distribución de oro en sulfuros como arsenopirita. Es claro también, que dicha distribución dentro de los cristales del mineral es generalmente muy irregular, lo que hace que la concentración del metal varíe según diferentes puntos de muestreo.

Otra forma en la que el oro puede presentarse en arsenopirita es como inclusiones, granos de oro nativo de variable tamaño presentes en las vetas de cuarzo u ocupando fracturas. Estos casos son raros y la liberación del metal se da por medio de procesos de molienda previos a la lixiviación.

2.2.2 El arsénico

Albores, Quintanilla Vega, Del Razo, & Cebrián, (1999) El arsénico (As) es un elemento toxico y ubicuo está clasificado como metaloide en la naturaleza, donde se encuentra en concentraciones traza, y donde su movilidad depende de diversos procesos bióticos y abióticos. Este elemento se encuentra en un nivel prioritario entre los principales contaminantes del medio ambiente a escala global. La presencia de altos niveles en el agua, el suelo y los cultivos en muchas regiones del mundo, amenaza la salud humana. Aunque el agua es la vía de entrada en la cadena alimentaria humana también el consumo de alimentos contaminados de origen vegetal y animal puede ser otra vía importante de captación. Las manifestaciones clínicas de la intoxicación crónica están asociadas con diversas formas de enfermedades de la piel y daños en órganos internos: alteraciones cardiovasculares, renales, circulatorias y respiratorias, en última instancia aparece el cáncer informaron que el As podría perturbar el balance de micronutrientes en el arroz, limitando los niveles de Se, Zn y Ni.

(Albores, Quintanilla Vega, Cebrián, & Maria del Razo) Se encuentra ampliamente distribuido en ella con una concentración media de 1,5 y 2 (mg/kg), se ubica en el 20° lugar en abundancia en relación con otros elementos. El elemento arsénico, cuyo símbolo es As, es miembro del grupo 15 de la tabla periódica. Es un metaloide cuyo número atómico es 33, su masa atómica 74.82 y su densidad $5.72m^3$. Esta presente en rocas, en más de 200 especies minerales, suelos, agua y aire. Se encuentra en estado libre y combinado en los minerales que contienen cobre, plomo, hierro, níquel, cobalto y otros metales. Algunos de los minerales primarios que contienen arsénico son: arsenopirita ($FeAsS$), rejalgar (As_4S) y oropimente (As_2S_3). El arsénico y sus componentes se presentan en forma cristalina, en polvo, amorfa o vítrea. Presenta varias formas alotrópicas: gris metálico, amarillo y negro. Alotrópico es la propiedad de algunos elementos químicos de presentarse bajo estructuras moleculares diferentes, como el oxígeno (oxígeno atmosférico O_2 y ozono O_3), o con características físicas distintas, como el fósforo (fósforo rojo y fósforo blanco) o el carbono (grafito y diamante). El arsénico gris metálico es la forma estable en condiciones normales y tiene estructura romboédrica, es un buen conductor de calor, pero pobre conductor eléctrico y en exposición al aire pierde el brillo metálico. El arsénico amarillo se obtiene cuando el vapor de arsénico se enfría rápidamente. Es volátil y más reactivo que el arsénico metálico y presenta fosforescencia a temperatura ambiente. El gas está constituido por moléculas tetraédricas de As_4 y el sólido formado por la condensación del gas tiene estructura cúbica y es de textura jabonosa. Expuesto a la luz o al calor revierte a la forma estable. También se denomina arsénico amarillo al oropimente, mineral

de trisulfuro de arsénico. El arsénico negro de estructura hexagonal tiene propiedades intermedias entre las formas alotrópicas anteriormente y se obtiene en la descomposición térmica de la arcina o bien enfriando lentamente el vapor de arsénico.

El arsénico se presenta en forma orgánica o inorgánica. Puede existir en diferentes formas químicas en combinación con otros elementos tales como oxígeno, cloro y sulfuro; el arsénico combinado con estos elementos es llamado arsénico inorgánico; combinando el carbón e hidrógeno se denomina arsénico orgánico.

El arsénico inorgánico se presenta en cuatro principales formas químicas conocidas por su valencia o estados de oxidación

2.2.3. características del arsénico

El arsénico es usado comercialmente e industrialmente como un agente en la manufactura de transistores, láser y semiconductores, como también en la fabricación de vidrio, pigmentos, textiles, papeles, adhesivos de metal, preservantes de alimentos y madera, municiones procesos de bronceado, plaguicidas y productos farmacéuticos.

- Masa molecular de 74.92 g mol⁻¹.
- Punto de fusión de 817° a 36 atm.
- Tiene tendencia a formar cationes.
- El As elemental se obtiene por reducción de sus óxidos con hidrogeno o carbono.

2.2.4. Pirita (FeS)

Es el sulfuro metálico más abundante, cristaliza en sistema cubico y framboidal siendo la primera más estable; tiene como fórmula general FeS_2 ; aunque los minerales de pirita naturales varían según FeS_n donde n está entre 1.93 y 2.01. El contenido aproximado es 53.48 % de azufre está presente como diamons.

La pirita se presenta en gran cantidad de ambientes: yacimientos con presencia de rocas sedimentarias, volcánicas y metamórficas, como mineral accesorio en rocas ígneas, en filones hidrotermales de contacto, en depósitos de metamorfismo de contacto, y también en fosiles con recubrimiento de pirita como los amonitespiritizados.

Además, la pirita puede contener en su estructura As, Ni y Co, lo que confiere al mineral propiedades y características únicas. Como propiedad destacada es un semiconductor diamagnético y por su color amarillo metálico es llamada “el oro de los tontos”.

2.3. CASO PARTICULAR DEL DEPÓSITO DE LA MINA “MARSA”

Forma parte de los yacimientos vetiformes orogénicos de la franja metalogénea aurífera del Batolito de Pataz. El marco geológico Regional aflora rocas del precámbrico como el complejo Marañón. El batolito de Pataz del missisipiano, de 329 Ma, tiene aprox. 160 Km de largo (NW-SE), un ancho de 2.5 a 5 Km. El intrusivo está constituido probablemente por más de un facie plutónico. La mineralización tiene una edad de 314 Ma. Una secuencia sedimentaria desde el paleozoico al mesozoico con la formación Vijus, Contaya, grupo Ambo, Mitu Pucara,

Gollarisquizga, formación Crisnejas, Chota; fines del mesozoico al cenozoico intrusiones de stocks porfiríticos, Plutones terciarios, volcánicos de la formación Lavasen y finalmente depósitos cuaternarios.

Las vetas y cuerpo se hallan en rocas intrusivas del batolito, la edad de la mineralización es de 314 Ma, es un yacimiento orogénico con una profundidad de mineralización de 1.20 a 3.60 Km y presión de 1 a 3Kb Se ha desarrollado en ambientes tectónicos compresivos y transtensivos. Los eventos orogénicos han creado zonas de dilatación compresiva y extensional favorables para la depositación mineral

2.3.1 Sistemas De Vetas

Los sistemas de vetas están asociados a un arreglo estructural de dos sistemas.

Sistema NW-SE; corresponde a estructuras principales (veta Esperanza, Yanaracra, Capitán Garfio); relacionados a sistemas transtensivos con cinemática inversa.

Sistema N-S y NNE-SSW están asociados a los regímenes transtensivos del primer sistema, corresponde a un sistema tensional con cinemática normal (veta Valeria, Cachaco, tensionales 1, 2, 3...).

2.3.2 Sistema Estructural

Sistema N-W: Sistema de fallas pre mineralización, son de bajo ángulo, buzan al NE y han sido las receptoras de la mineralización.

Sistema EW: Fallas de rumbo EW a N70°E, con buzamientos mayores a 60° al NW con cinemática normal – sinextral (fallas Cabana, Las Torres, Patrick 1, San Vicente), son fallas post mineralización.

Sistema NE-NS: Como un evento posterior a los dos anteriores, se tiene el sistema gravitacional de rumbo N10°E a NS con alto buzamiento al W, de cinemática inversa – dextral (Sistema Las Chilcas, Las Chilcas, Sistema Los Loros)

2.3.3. características del yacimiento “marsa”

Está constituido por filones de cuarzo con concentraciones de sulfuros, la concentración se presenta en forma de un cuerpo mineralizado (ore shoot) controlado por estructuras del tipo lazocimoide.

En las exploraciones y desarrollo, la política de MARSa es mantener el nivel de reservas, para lograr este objetivo se desarrolla un agresivo programa mensual de avances lineales de alrededor de 2 mil metros. Las exploraciones son vitales para encontrar y renovar nuestras reservas.

Este agresivo programa de exploraciones con labores mineras se viene ejecutando desde la cota 3220 hacia cotas más profundas, actualmente ya estamos explorando en la cota 2570. Este programa junto a los programas de perforación diamantina de largo alcance permite incrementar nuevas áreas de exploración y una reevaluación de las áreas más antiguas.

2.3.4. Mineralogía del Yacimiento

De acuerdo a la importancia económica para la extracción de oro, en la Minera Aurífera Retamas S.A. – MARSa podemos indicar en dos grupos.

- **Minerales de Mena**
- **Minerales de Ganga**

Los minerales que no tienen valor económico, que son considerados relave en el proceso de concentración de minerales

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

Se realizó un estudio experimental, para llevar a cabo las pruebas en el laboratorio de investigaciones metalúrgicas de la unidad minera Marsa, durante el mes de julio, agosto, septiembre, octubre y noviembre de 2016. Se utilizó concentrado de mineral proveniente de la mina aurífera Retamas MARSA, ubicada en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad. Bajo el análisis granulométrico podemos conocer la distribución de tamaño de partícula del mineral de concentrado fue entre -400 mallas al 95-98% (384).

3.1 CARACTERIZACION DEL MINERAL

3.1.2 La refractariedad

La refractariedad de minerales auríferos que contienen arsenopirita usualmente origina del encapsulamiento del oro en dicha fase. La arsenopirita es estable bajo condiciones reductivas Meza Espitia, (2015). Por lo tanto, el estudio de la transformación que ocurre durante la oxidación del mineral, es importante para entender el proceso que podría conducir a la liberación del oro.

3.1.3 Análisis del carácter refractario del depósito de la mina “Retamas MARSA”

La naturaleza refractaria de los depósitos suele manifestarse mediante la respuesta a la cianuración; en consecuencia, se cataloga como refractario, si se obtiene un porcentaje de recuperación menor al 80 %. En el caso del concentrado mineral utilizado se muele fino llegando a un tamaño de 38μ lo que nos indica, el carácter altamente refractario del depósito. De acuerdo con Corcuera Urbina, (2015) A la arsenopirita (FeAsS) con frecuencia se le encuentra asociado con oro, asociación donde el oro esta encapsulado formando una solución sólida. Esta solución del oro explica la presencia frecuente y abundante de oro “invisible” en minerales arsenopiríticos.

Tabla 1: Especies mineralógicas en orden y abundancia

Mineral	Composición química	% de metales
Arsenopirita	FeAsS	1.60 % As
Pirita	FeS	4.30 % Fe
Esfalerita	ZnS	1.50 % Zn
Galena	PbS	1.03 % Pb
Calcopirita	CuFe S₂	0.12 %Cu
Oro Nativo	Au⁰	11,6 g/t Au
Pirargirita	Ag(AsSb)S₂	14 g/t Ag
Ganga	Cuarzo Silicatos	75,4 %

Datos obtenidos en la minera Aurífera de Retamas S.A. (Elaboración Propia)

3.1.4. Formulación del diseño experimental

El objetivo principal de las pruebas metalúrgicas realizadas es con el propósito de reducir el consumo de cianuro mediante el proceso de cianuración en minerales

arsenopiríticos, en tanques de agitación, donde este caso es típico de carencia en información exacta, sobre todo por las múltiples variables que lo hacen complejo. En consecuencia, se planteó un diseño factorial de experimentos de forma 3K donde K es el número de variables en la tabla (4.12) se representan las variables seleccionadas, junto con los niveles a los que se llevaron a cabo los experimentos. La variable respuesta es el consumo de cianuro de sodio, determinada mediante la realización de las pruebas.

Tabla 2: Niveles de experimentación para las variables del diseño de experimentos

Variables	Rango Real		
	MINIMO	CENTRO	MAXIMO
pH	11	12	12.5
Tiempo	24	48	72

Datos obtenidos Diseño de Experimentos. Elaboración (Gallegos Jara)

Tabla 3: Muestra el número de experimentos realizados según el diseño factorial propuesto

Variable/ Experimento	pH	Tiempo (h)
1	11	24
2	12	24
3	12.5	24
4	11	48
5	12	48
6	12.5	48
7	11	72
8	12	72
9	12.5	72

Datos obtenidos Diseño de Experimentos. Elaboración (Gallegos Jara)

Las pruebas consistieron en poner en contacto el mineral, con soluciones de cianuradas bajo condiciones altamente alcalina con cal viva, con agitación constante (750 RPM) y a temperatura ambiente. Durante y al final del proceso se toman muestras de la solución para cuantificar el arsénico y la recuperación de oro liberado como resultado de la alteración de la matriz del mineral.

3.1.5. Gravedad específica

La gravedad específica se utiliza más frecuente en mineralogía, que permite comparar rápidamente si son ligeros o pesados. Siendo necesario para el cálculo de balance de masa para la planta de cianuración, el método de la fiola que expresa la siguiente relación:

$$GE = \frac{(M - P)}{(W + M - P - S)}$$

Donde:

p = peso de fiola

w = peso de fiola + H₂O

M = Peso de fiola + mineral

S = Peso de fiola + mineral + H₂O

Determinación de la gravedad específica mediante el método de la fiola.

3.1.6 Solución de cianuro de sodio

- Pesar 100g de cianuro de sodio.
- Medir 1000ml de agua y verterlo en un vaso de 2000ml.
- Colocar una pastilla magnética al vaso con agua y poner en el agitador

magnético.

- Regular el pH del agua adicionando soda caustica hasta un pH de 9.5.
- Energizar y encender el agitador magnético y adicionar el cianuro de sodio.
- Detener el agitador magnético al término de la disolución del cianuro.
- Retirar la pastilla magnética con ayuda de otra y limpiarla con abundante agua.
- Verter el cianuro de sodio preparado en un frasco etiquetado, taparlo y guardarlo en un ambiente libre de humedad.

3.1.7. Solución de Yoduro de potasio

- Pesar 5g de yoduro de potasio.
- Medir 100 ml de agua y verterlo en un vaso de 250 ml.
- Colocar una pastilla magnética al vaso con agua y poner el vaso en el agitador magnético.
- Energizar y encender el agitador magnético y adicionar el yoduro de potasio.
- Detener el agitador magnético al término de la disolución del yoduro de potasio.
- Retirar la pastilla magnética con ayuda de otra y limpiarla con abundante agua.
- Verter la solución preparada en un gotero de vidrio, taparla y guardarla en un ambiente libre de humedad.

3.1.8. Solución de Nitrato de plata

- Pesar 4.33 g de nitrato de plata.
- Medir 1000 ml de agua y verterlo en un vaso de 2000 ml.

- Colocar una pastilla magnética al vaso con agua des ionizada y poner el vaso en el agitador magnético.
- Energizar y encender el agitador magnético y adicionar el nitrato de plata.
- Detener el agitador magnético al término de la disolución del nitrato de plata.
- Retirar la pastilla magnética con ayuda de otra y limpiarla con abundante agua.
- Verter la solución preparada en frascos de vidrio de color ambar, taparla y guardarla en un ambiente libre de humedad.

Todos los reactivos utilizados en este estudio fueron de grado analítico, para preparar los reactivos en soluciones se utilizó agua des ionizada.

3.1.9. Equipo de protección personal

- Protector tipo Jockey.
- Respirador.
- Cartucho para gases y polvos.
- Guantes de nitrilo NDEX ULTIMATE.
- Overol con Cinta Reflexiva.
- Zapatos con Punta de Acero.
- Lentes de Seguridad.
- Protectores auditivos.

3.2. DESCRIPCION DE LAS ETAPAS PARA LA CIANURACION DEL CONCENTRADO DE ORO

Tabla 4.4 Materiales/herramientas/equipos utilizado en la prueba

Reactivos	Herramientas	Equipos
<ul style="list-style-type: none"> Cianuro de sodio (10%) Nitrato de plata (4.33g/L) Yoduro de potasio (5%) Cal viva (comercial) Soda caustica Muestra de mineral (concentrado) 	<ul style="list-style-type: none"> Goteros color ambar. Vasos precipitados de vidrio de 150 y 200ml Jeringas de 60ml Matraces de vidrio 250ml Baldes de 4L con tapa Deflectores de metal Flexómetro 	<ul style="list-style-type: none"> Rodillo giratorio Molino de bolas 8"x8" Agitadores LIGTHNIN G2Y05 Tacómetro digital Laser DT-2234 C Bureta digital Estufa de secado Balanza Mettler Toledo

Datos obtenidos en laboratorio de investigación minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

3.2.1 Preparación de muestra

Incluye todos los pasos que se siguen en el laboratorio para hacer que la muestra resulte adecuada para la prueba de cianuración.

Procedimiento

- Prender el extractor de polvos.
- Vaciar lentamente la muestra procedente de la concentración por flotación (malla - 200) sobre la tolva del cuarteador Jones.
- Guardar las partes obtenidas y con la otra parte proceder a cuarteos sucesivos hasta obtener una cantidad representativa.
- Orden y limpieza del cuarteador, bandejas, la mesa de trabajo y toda el área de preparación.

3.2.2. Ensaye químico

Debido a conocer la composición mineralógica aproximada del concentrado de oro, fue necesario realizar varios tipos de ensayos, así como sólidos y soluciones.

Procedimiento

- Muestras sólidas, se prepararon por duplicado antes y después de que se realice la prueba.
- Muestras en solución se toma 25ml en el comienzo y transcurso de la prueba.

3.2.3. Remolienda de concentrado

Cuando se dificulta la liberación de oro, ya que al estar atrapado en la matriz de la arsenopirita no llega a ser disuelto por el cianuro (malla -400).

Procedimiento

- Agregar al molino 1kg de mineral y adicionar 500 ml de agua a concentración de 0.6% NaCN.
- Tapar el molino herméticamente, para evitar fugas de pulpa.
- Colocar el molino en el rodillo giratorio y programar el temporizador según el tiempo establecido.
- Retirar el molino y colocarlo en el lavadero. Retirar la tapa del molino.
- Verter la pulpa de mineral sobre un balde y limpiar el interior del molino con ayuda de la piceta de agua sin exceder el volumen de solución requerido para la prueba 2333 ml.

3.2.4. Cianuración por agitación

Es el método más comúnmente empleado para tratar concentrados de oro y plata de leyes altas, y puede llevarse a cabo a temperaturas y presiones normales y elevadas.

Procedimiento

- Colocar los agitadores en la mesa de trabajo.
- Verter la pulpa molida en el balde de 4L, y colocar la tapa del balde para evitar salpicaduras.
- Energizar el agitador y regular los rpm de trabajo con ayuda del tacómetro digital.
- Filtrar 50 ml de solución, tomar 25 ml para medir el % NaCN, se hace la titulación con nitrato de plata con indicador ioduro de potasio y enviar la restante a ensayo químico al inicio y en el transcurso de la prueba.
- Una vez terminado la prueba se prepara la muestra sólida para el envío al ensaye químico.

3.2.5. Análisis químico del concentrado por espectrofotometría de absorción atómica (AAS)

El objetivo del análisis químico fue determinar la concentración de los metales más representativos que componían el mineral. El ensayo conocido como digestión, consiste en incorporar 1g de muestra a 200ml de una mezcla de ácidos (HNO_3 y HCl ó solo HNO_3). Luego se aumenta la temperatura hasta evaporar $\frac{3}{4}$ de la totalidad de la solución; después se afora a un volumen conocido, y se determina la concentración de los metales mediante el

espectrofotómetro de absorción atómica que, para el caso particular, fue el EAA, Modelo Spectr AA-220fs.

3.2.6. Análisis de contenido de oro y plata del concentrado mediante ensayo al fuego

Debido al carácter heterogéneo del concentrado mineral utilizado, fue necesario realizar ensayos al fuego al material, con el objetivo de determinar un contenido promedio de oro y plata. Dichos valores fueron utilizados como base en todos en todos los experimentos, para el cálculo del porcentaje de extracción de oro luego de cada prueba de lixiviación. Cada ensayo al fuego consistió en utilizar 20g de muestra en un crisol, que se introdujo en un horno previamente pre calentado a 850°C durante 45 min, para realizar la fusión del material a 1020°C. Luego de esta etapa se obtiene un botón de plomo, que es el que se somete a la siguiente parte del ensayo denominada copelación. La copelación consiste en obtener un nuevo botón de oro y plata (dore), una vez finalizada esta fase, se pesó el dore de oro y plata y se realizó una digestión con HNO₃ al 12% manteniendo un temperatura baja y constante hasta que se evaporo completamente el ácido. Finalmente se calcino en mechero de gas el botón de oro, de tal manera que el color negro inicial se transformó con el tiempo en dorado y así pudo ser cuantificado en un promedio de (101.541 g/T).

3.3. PRUEBAS PRELIMINARES

Se realizaron las pruebas de precipitación del arsénico con cloruro férrico (FeCl₃) en soluciones cianuradas a diferentes pH obteniendo eficientes

resultados, reduciendo el contenido de (arsénico)As y (hierro)Fe, pero con deficiencias de un alto consumo de cal y cloruro férrico; además de reducir el cianuro libre en la solución por lo se tendría que consumir más cianuro. También el producir un precipitado color naranja el cual tendríamos que evacuar de planta.

3.4. DESCRIPCION DE LAS PRUEBAS

3.4.1. Para cumplir con el primer objetivo

Se trabajará con muestras de 1 kg de mineral por cada prueba de cianuración, a una granulometría –m 10 Tyler al 100% para hacer la remolienda de 55 minutos que se molera a una malla de corte de 95-97% -m 400.

Para poder controlar la concentración de cianuro y pH se tomará muestras de solución en el empiezo y en el transcurso de la prueba, de 25ml para la titulación, compensa con agua.

3.4.1.1. Remolienda en molinos de bolas

Para la liberación del oro encapsulado se hará una molienda fina en molino de bolas, agregar 1 kg de muestra sólida y 500 ml de agua al interior del molino y tapar herméticamente, colocando el molino en el rodillo giratorio y programar el temporizador para 55 minutos, Verter la pulpa de mineral sobre un balde conteniendo la canasta de recepción de las bolas, limpiar el interior del molino con ayuda de la piceta de agua.

3.4.1.2. Condiciones de remolienda

Tabla 5: Formulación de la solución lixiviante y condiciones del experimento

Reactivo/variable	Valor
• NaCN	0.60%
• Cal	0.5 - 1.75 y 2.5
• Tiempo Remol.	55 min
• Volumen agua	500 ml
• Mineral	1000 g

Datos obtenidos en laboratorio de investigación minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

3.4.1.3. Cianuración por agitación

Las pruebas de lixiviación de oro con cianuro de sodio a condiciones de temperatura y presión ambientales, se llevaron a cabo en un recipiente de 4L con agitadores mecánicos. La formulación utilizada se presenta en la tabla 3-2. Al realizar las pruebas.

3.4.1.4. Condiciones de agitación

Tabla 6: Formulación de la solución lixiviante y condiciones del experimento

Reactivo/variable	Valor
• NaCN	0.25%
• pH	11 - 12 y 12.5
• Tiempo	24 - 48 y 72h
• RPM	750
• % de Sólidos	30 %

Datos obtenidos en laboratorio de investigación minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

3.4.2. Descripción y datos de las pruebas realizadas

- ✓ Realizar la molienda de la muestra de concentrado empleando solución (agua y/o barren), y limpiar las bolas con la solución sin exceder el volumen de solución requerido para la prueba de cianuración (volumen total de solución= 2333ml, para una densidad de pulpa de 1300 g/l).
- ✓ Colocar los agitadores en la mesa de trabajo, ensamblar los componentes del agitador: variador de velocidad, transformador, soporte y sujetador.
- ✓ Verter la pulpa molida de 4L, completar el volumen de solución según la densidad de pulpa de la prueba y colocar la tapa del balde para evitar salpicaduras. Colocar en los baldes los deflectores y bajar el impulsor del agitador a una determinada altura.
- ✓ Energizar, encender el agitador y regular los rpm de trabajo con ayuda del tacómetro digital según las condiciones de prueba. Apagar el equipo, dejar sedimentar la pulpa y tomar 50ml de la solución.
- ✓ Filtrar los 50ml de solución, medir el pH, tomar 25ml para medir el %NaCN inicial y enviar la restante a ensaye químico.
- ✓ Iniciar la prueba de cianuración encendido el agitador y anotar la hora de inicio. Realizar el control del pH, %NaCN y enviar las soluciones a ensayo químico en los tiempos 1, 2, 4, 8, 12, 24, 48 y 72 horas.

Nota: Dejar decantar la pulpa por espacio de 3 a 5 minutos. El %NaCN se regula según las indicaciones del supervisor, generalmente se mantiene un valor de 0.2%.

- ✓ Tomar 50 ml de solución durante el control, filtrar y tomar 25 ml para determinar el %NaCN. Enviar la solución restante para ensayo químico. Los remanentes de las soluciones devueltas, luego del ensayo por el laboratorio químico, se adicionan al balde.
- ✓ Calcular los gr. NaCN gastado y compensar con la solución concentrada al 10% NaCN.

$$g.NaCN = \frac{[\%NaCN_i - \%NaCN_f] * V_{sol}}{10}$$

- g. NaCN: NaCN gastado para compensar.
 - $\%NaCN_i$: Fuerza de cianuro de sodio inicial de trabajo.
 - $\%NaCN_f$: Fuerza de cianuro de sodio final o medida.
 - V_{sol} : Volumen total de la solución ml (2333ml).
- ✓ Apagar y des energizar el agitador al término de la prueba, levantar el impulsor limpiando la pulpa que haya quedado retenida. Verter la pulpa en un balde de 20 L. Sedimentar la pulpa con floculante, decantar para eliminar el líquido y colocar los sólidos en su respectiva bandeja etiquetada.
 - ✓ Secar las muestras en la estufa, anotar los pesos de las muestras secas y frías

3.4.3. Para cumplir con el segundo objetivo

Para cumplir con el segundo objetivo se analizará muestras corridas en el anterior objetivo que nos indicará el comportamiento del arsénico a diferentes pH en la cianuración en minerales arsénopiriticos.

Se analizará muestras en soluciones por ensaye químico, se tomará muestras de solución, en el empiezo y en el transcurso de la prueba, de 25 ml para controlar la disolución de arsénico que se compensa con agua.

3.4.4. Para cumplir con el tercer objetivo

Para lograr el tercer objetivo se analizará el tiempo de residencia de agitación del mineral con respecto a la recuperación, en 24, 48 y 72 h de agitación teniendo en cuenta las pruebas corridas los anteriores objetivos.

Se analizará muestras en soluciones por ensaye químico, se tomará muestras de solución, en el empiezo y en el transcurso de la prueba, de 25 ml para controlar la recuperación del oro, que se compensa con agua.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES DEL DISEÑO DE EXPERIMENTOS

Tabla 7: Contenido de Au, Ag, As, Cu, Fe, Pb, los resultados del análisis químico

muestra	Au (g/T)	Ag (g/T)	As (%)	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
ensayo1	101.79	29.60	3.081	0.102	23.70	2.021	7.240
Ensayo2	68.197	51.90	1.886	0.132	22.63	1.923	8.015
ensayo3	134.62	19.82	4.672	0.333	24.00	1.839	7.312
promedio	101.54	33.84	3.880	0.226	22.84	1.928	7.522

Datos obtenidos en laboratorio químico minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

4.1. PRUEBAS PRELIMINARES

4.1.1. Precipitación química del arsénico con cloruro férrico descripción y datos de las pruebas

Prueba N°1

Tabla 8: Reciclo a diferentes pH

Muestra	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Reciclo	11.85	45.39	109.66	0.32	292.60
MUESTRA	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
	10	45.16	105.66	0.28	284.60
Reciclo	11	44.76	82.98	0.30	281.60
Variando pH	12	44.46	70.70	0.29	287.50
	13	0.10	89.28	0.42	276.80

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

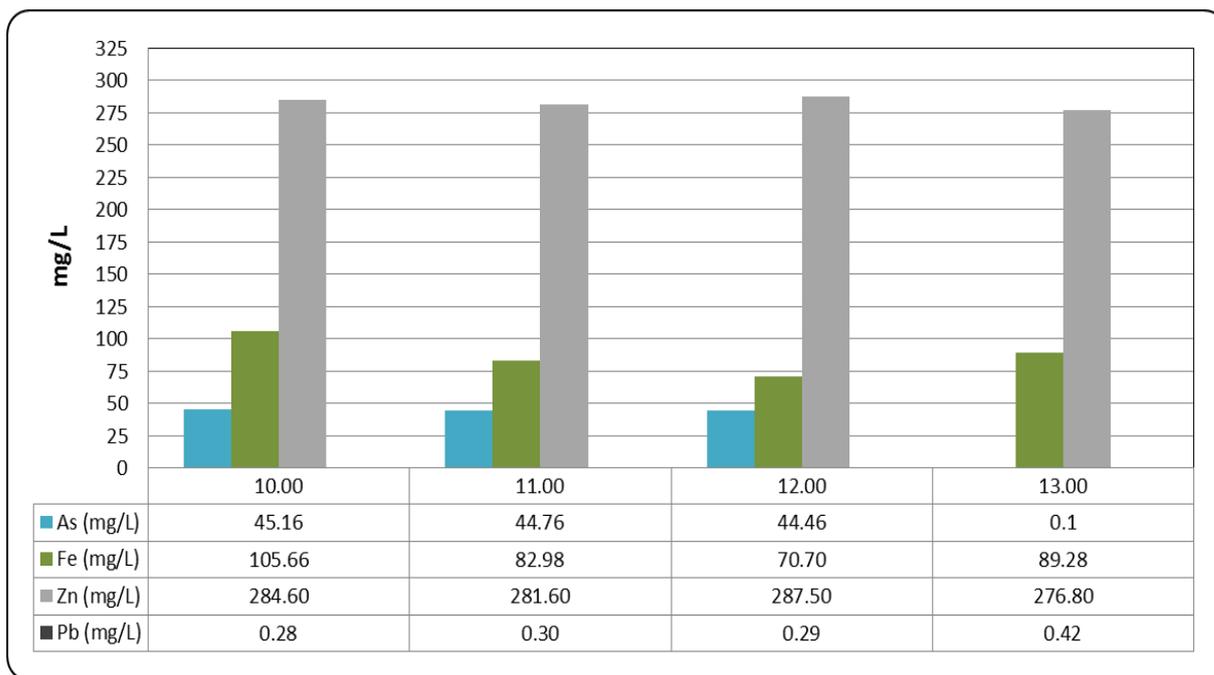


Figura 7: Disolución de metales en la solución de Reciclo a diferentes pH (Elaboración propia)

Prueba N°2

Tabla 9: Barren a diferentes pH

MUESTRA	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Barren	11.60	122.18	222.88	0.46	323.30

MUESTRA	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Barren	10	116.72	221.68	0.31	319.10
	11	117.45	213.32	0.15	313.00
	12	96.27	199.70	0.49	347.90
	13	4.33	213.02	0.15	325.00

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

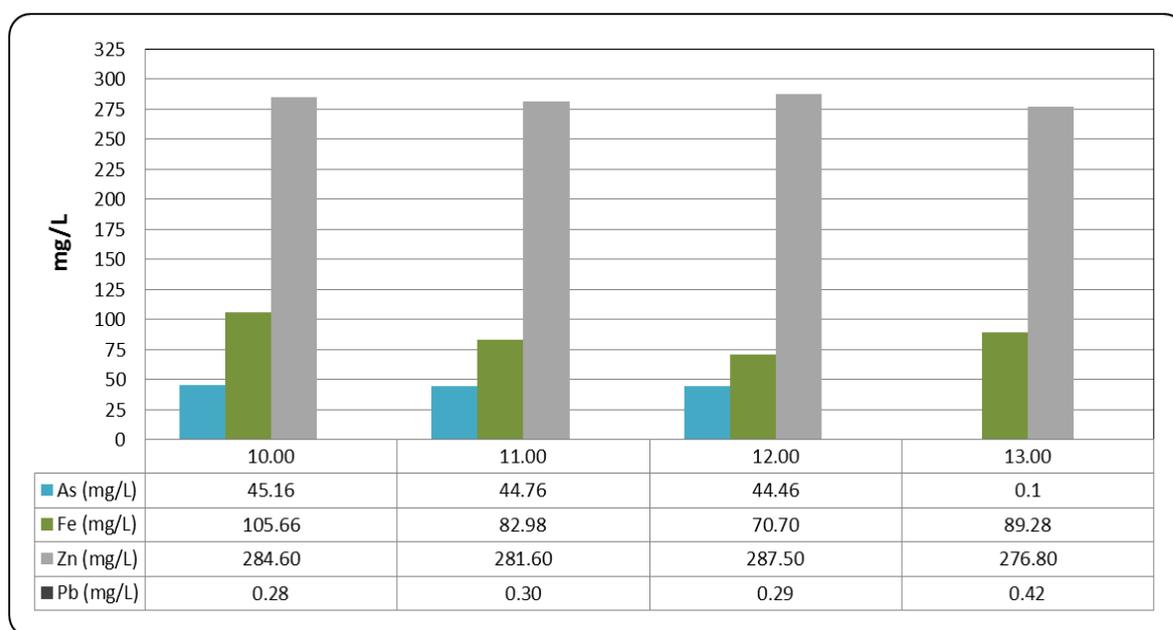


Figura 8: Disolución de metales en la solución de Barren a diferentes pH. (Elaboración propia)

Prueba N°3

Tabla 10: Rica a diferentes pH.

MUESTRA	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Rica	11.32	107.09	222.18	0.18	308.40
MUESTRA	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Rica	10	112.89	206.96	0.08	286.00
	11	110.29	223.31	0.12	299.40
	12	70.36	227.74	0.05	298.00
	13	3.95	205.03	0.11	286.70

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

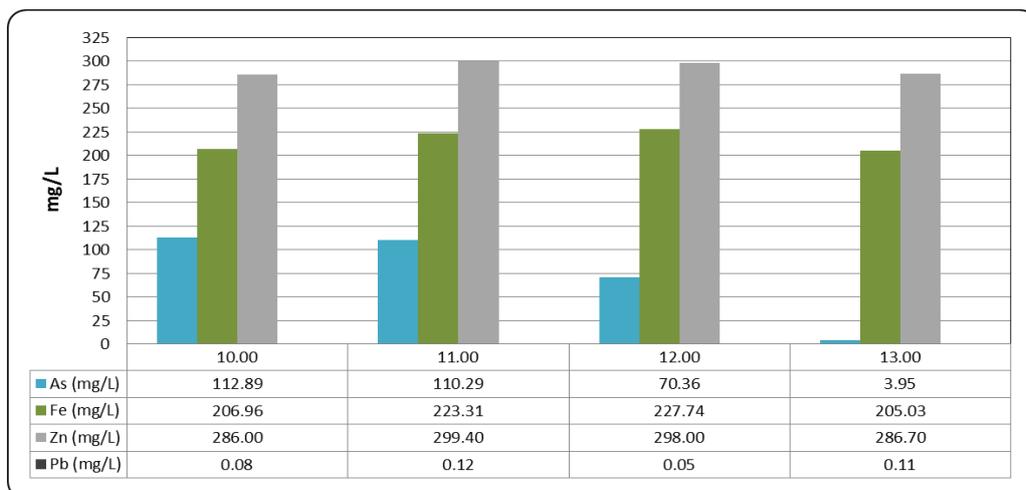


Figura 9: Disolución de metales en la solución pregnant a diferentes pH. (Elaboración propia)

Prueba N°4

Disolución de metales en la solución de la cabeza de agitación.

Tabla 11: O/F D10 a diferentes pH.

MUESTRA	pH	Ag (mg/L)	As (mg/L)	Au (g/m ³)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
O/F D10	11.83	3.16	87.85	8.88	167.80	257.90	0.23	278.40
MUESTRA	pH	Ag (mg/L)	As (mg/L)	Au (g/m ³)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
O/F D10	10	2.97	83.62	8.79	161.50	249.20	0.25	268.60
	11	3.10	82.82	8.86	160.90	246.10	0.25	268.10
	12	3.12	72.26	8.72	160.30	245.50	0.29	270.60
	13	3.07	6.99	8.65	158.50	233.00	0.29	267.20

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

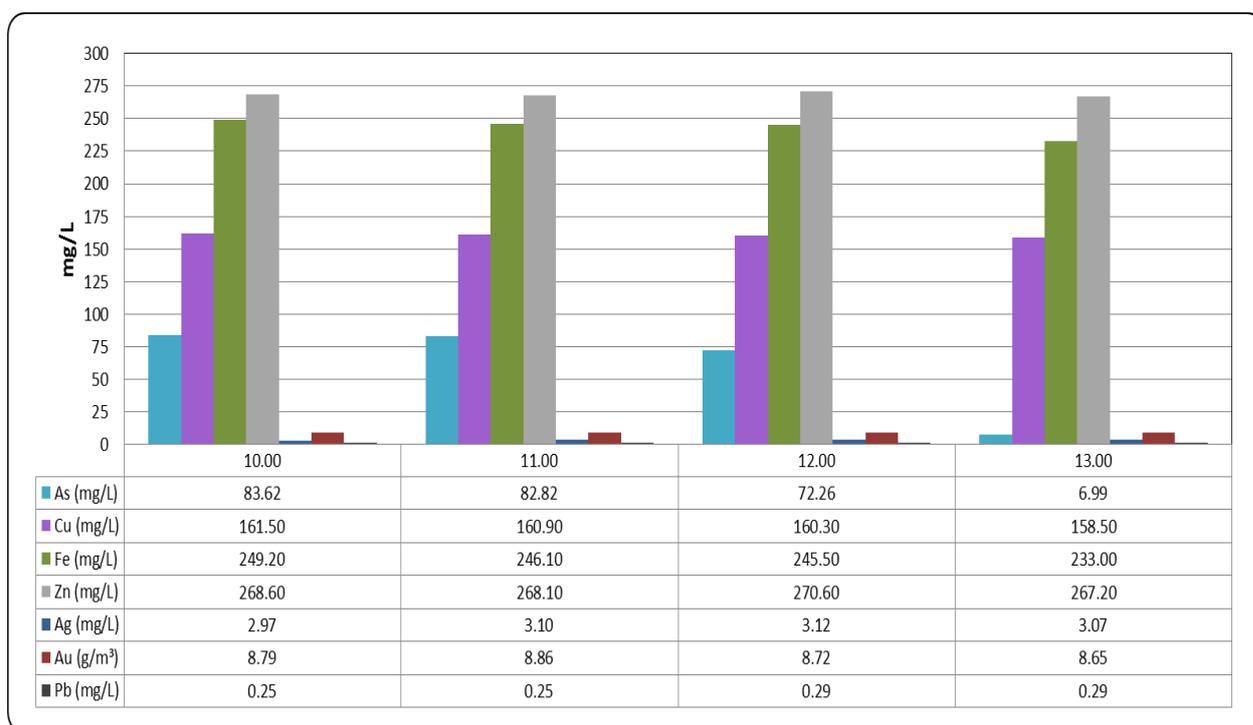


Figura 10: Disolución de metales en la solución de O/F D10 a diferentes pH. (Elaboración propia)

Prueba N°5

Tabla 12: Reciclo 10% + Barren 90% a diferentes pH

MUESTRA	pH	As (mg/L)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Reciclo 10% + Barren 90%	11.97	26.82	160.80	199.83	0.05	327.70
MUESTRA	pH	As (mg/L)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Reciclo 10% + Barren 90%	11.51	14.07	157.40	207.96	0.04	317.50
	12.31	14.90	154.30	155.74	0.05	315.20
	12.53	2.97	155.80	148.75	0.06	311.20
	11.45	0.12	154.60	190.54	0.04	314.40
	11.41	0.09	153.00	151.32	0.08	307.40

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

Tabla 13: Reciclo 10% + Barren 90% consumo de cal y FeCl3 a diferentes pH

MUESTRA	pH	Cal (g)	FeCl ₃ (cm)	CN- libre
Reciclo 10% + Barren 90%	11.97	---	---	0.21
MUESTRA	pH	Cal (g)	FeCl ₃ (cm)	CN- libre
Reciclo 10% + Barren 90%	11.51	---	---	0.195
	12.31	0.25	---	0.181
	12.53	0.60	---	0.175
	11.45	---	0.60	0.142
	11.41	---	1.50	0.112

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

Tabla 14: Resultados de las pruebas realizadas con Reciclo, Barren y Rica

MUESTRA	pH	As (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
Reciclo	10	45.16	105.66	0.28	284.60
	11	44.76	82.98	0.30	281.60
	11.85	45.39	109.66	0.32	292.60
	12	44.46	70.70	0.29	287.50
	13	0.10	89.28	0.42	276.80
Barren	10	116.72	221.68	0.31	319.10
	11	117.45	213.32	0.15	313.00
	11.60	122.18	222.88	0.46	323.30
	12	96.27	199.70	0.49	347.90
	13	4.33	213.02	0.15	325.00
Rica	10	112.89	206.96	0.08	286.00
	11	110.29	223.31	0.12	299.40
	11.32	107.09	222.18	0.18	308.40
	12	70.36	227.74	0.05	298.00
	13	3.95	205.03	0.11	286.70

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Tabla 15: Resultados de las pruebas realizadas con O/F D10

MUESTRA	pH	Ag (mg/L)	As (mg/L)	Au (g/m ³)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)
O/F D10	10	2.97	83.62	8.79	161.50	249.20	0.25	268.60
	11	3.10	82.82	8.86	160.90	246.10	0.25	268.10
	11.83	3.16	87.85	8.88	167.80	257.90	0.23	278.40
	12	3.12	72.26	8.72	160.30	245.50	0.29	270.60
	13	3.07	6.99	8.65	158.50	233.00	0.29	267.20

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

Tabla 16: Resultados de las pruebas realizadas con Reciclo 10% + Barren 90%

MUESTRA	pH	As (mg/L)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Pb (mg/L)	Zn (mg/L)	Cal (g)	FeCl ₃ (cm)	CN- libre
Reciclo 10% + Barren 90%	11.51	14.07	157.40	207.96	0.04	317.50	---	---	0.195
	11.97	26.82	160.80	199.83	0.05	327.70	---	---	0.210
	12.31	14.90	154.30	155.74	0.05	315.20	0.25	---	0.181
	12.53	2.97	155.80	148.75	0.06	311.20	0.6	---	0.175
	11.45	0.12	154.60	190.54	0.04	314.40		0.6	0.142
	11.41	0.09	153.00	151.32	0.08	307.40		1.5	0.112

Datos obtenidos en el laboratorio químico Minera aurífera Retamas S.A.
(Elaboración propia)

4.2. RESULTADOS LOGRADOS DEL DISEÑO DE EXPERIMENTOS PLANTEADO PARA LA CIANURACION DE MINERAL ARSENOPIRITICO

- **Gravedad específica**

Las muestras solidas fueron pulverizadas para mejorar el contacto del mineral y el agua y reducir los intersticios, los pesos medidos fueron:

$$GE = \frac{(M - P)}{(W + M - P - S)}$$

$$GE = \frac{(80.42 - 60.96)}{(160.84 + 80.42 - 60.96 - 175.57)} = \frac{19.46}{(241.26 - 326.53)}$$

$$GE = \frac{19.46}{(4.73)} = 4.112$$

Datos promedio de gravedad específica de las muestras puntuales.

Tabla 17: Determinación del peso específico muestra de concentrado de mineral

Mes	G.E. (g/cm ³)
Julio	4.112
Agosto	3.787
Septiembre	3.650
Octubre	4.009
Noviembre	3.813
Diciembre	3.925
Prom	3.882

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera
Retamas S.A. (Elaboración propia)

- **Calculando el consumo de NaCN**

Concentración de NaCN en la Remolienda

$$g. NaCN = \frac{[\%NaCN_i - \%NaCN_f] * V_{sol}}{10}$$

g. NaCN: gastado para compensar.

$$g. NaCN = \frac{(0\% - 0.60\%) * 500ml}{10} = 30ml$$

Concentración de NaCN en la cianuración por agitación

$$g. NaCN = \frac{[\%NaCN_i - \%NaCN_f] * V_{sol}}{10}$$

$$g. NaCN = \frac{(0.0270\% - 0.25\%) * 2333ml}{10} = \frac{(0.223) * 2333ml}{10} = 52g.$$

$$NaCN = \frac{520.259ml}{10} = .3ml$$

4.3. DATOS DE LAS 9 PRUEBAS REALIZADAS DE CIANURACION

4.3.1. Prueba de cianuración 24 horas N° 1: pH=11.0

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación		
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total	2333.33	cc
101.800	52.950	2.700	22.560	1.060	1.910	% de Solidos	30	%
Condiciones Remolienda						CN-	0.25	%
peso de Muestra	1000	g				Revoluciones	750	RPM
Volumen Agua	500	cc				Muestra	pH	%CN
Tiempo de Remolienda	55	min				Agua	8.37	0.00
CN-	0.6	%						Au(mg/l)
Cal	0.5	g						As(mg/l)

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	39.11	152.25
Relave Final de Cianuración (g/t)	7.94	4.12

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	7.94	3.24	24.97	4.12

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.18	0.0270	16.46	0.51	38.41	1.19	38.72	0.16
1	11.31	0.2160	29.49	3.68	68.81	8.59	69.37	1.12
4	11.27	0.2150	30.88	29.15	72.05	68.02	72.64	8.86
8	11.17	0.1980	32.39	50.22	75.58	117.18	76.19	15.27
16	11.01	0.2450	38.03	82.98	88.74	193.62	89.45	25.24
24	11.00	0.1620	39.11	152.25	91.26	355.24	91.99	46.30

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio

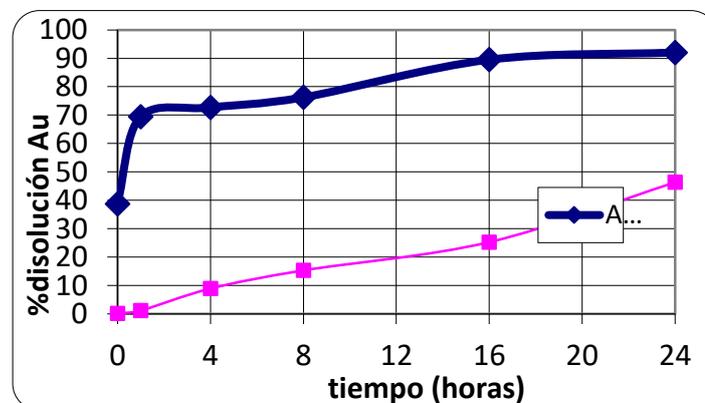


Figura 11: curvas de disolución Au-As en un pH 11. (Elaboración propia)

4.3.2. Prueba de cianuración 24 horas N° 2: pH=12.0

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación				
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total	2333.33	cc		
68.200	29.600	3.720	19.310	0.806	1.350	% de Sólidos	30	%		
Condiciones Remolienda						CN-	0.25	%		
peso de Muestra	1000	g				Revoluciones	750	RPM		
Volumen Agua	500	cc				Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)
Tiempo de Remolienda	55	min				Agua	8.35	0.00	0.00	0.00
CN-	0.6	%								
Cal	1.75	g								

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.37	0.0260	10.86	0.42	25.34	0.98	41.81	1.05
1	11.78	0.2181	18.63	0.65	43.47	1.52	71.73	1.63
4	11.91	0.2340	19.49	0.93	45.48	2.17	75.04	2.33
8	11.87	0.2489	22.11	2.89	51.59	6.74	85.13	7.25
16	11.85	0.2474	22.31	4.64	52.06	10.83	85.90	11.64
24	11.83	0.2321	23.11	9.26	53.92	21.61	88.98	23.23

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	23.11	9.26
Relave Final de Cianuración (g/t)	6.68	3.63

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	6.68	16.65	20.02	3.63

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.
(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 4.47 Kg/T

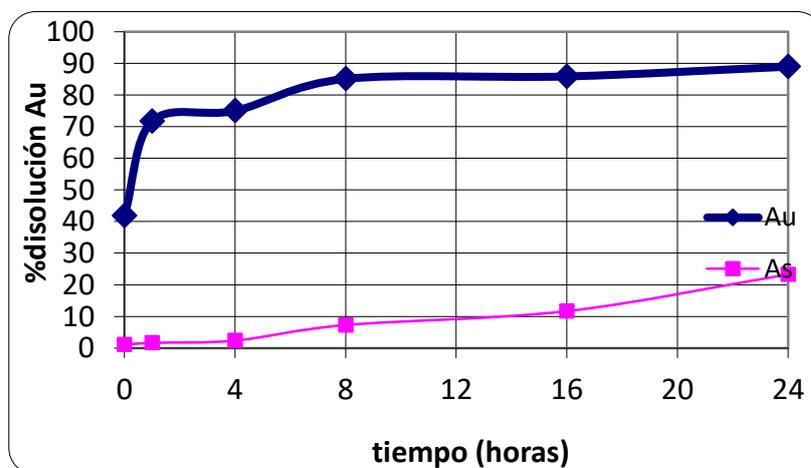


Figura 12: curvas de disolución Au-As en un pH 12. (Elaboración propia)

4.3.3. Prueba de cianuración 24 horas N° 3: pH=12.50

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación		
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total		
105.700	51.980	2.810	23.060	1.020	1.730	2333.33	cc	
						% de Sólidos	30	%
						CN-	0.25	%
						Revoluciones	750	RPM
Condiciones Remolienda								
peso de Muestra	1000	g						
Volumen Agua	500	cc						
Tiempo de Remolienda	55	min						
CN-	0.6	%						
Cal	2.5	g						
Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)				
Agua	8.26	0.00	0.00	0.00				

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.87	0.0570	20.89	0.34	48.74	0.79	52.94	0.20
1	12.28	0.2060	30.67	0.38	71.56	0.89	77.73	0.23
4	12.31	0.2190	33.55	2.50	78.28	5.83	85.03	1.48
8	12.27	0.2370	34.11	3.93	79.59	9.17	86.45	2.33
16	12.35	0.2390	34.04	5.40	79.43	12.60	86.27	3.20
24	12.33	0.2290	34.93	6.10	81.50	14.23	88.53	3.62

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	34.93	6.10
Relave Final de Cianuración (g/t)	10.56	3.79

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	10.56	25.80	24.34	3.79

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.
(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 4.60 Kg/T

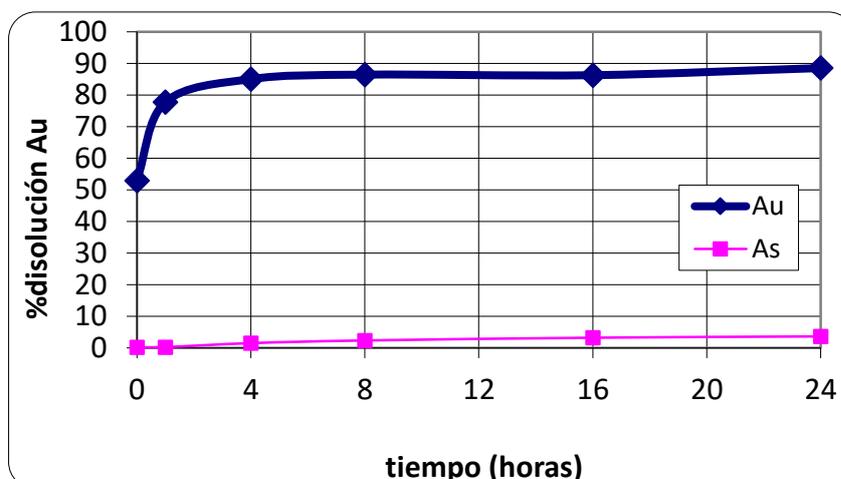


Figura 4.13 curvas de disolución Au-As en un pH 12.5 (Elaboración propia)

4.2.4 Resultados en 24 horas de la disolución del arsénico y recuperación del oro

Tabla 18: Resultados de la disolución del Au y As

PRUEBA	pH	%m400	Max % Extracción		leyes de sólidos		Leyes de soluciones		Cianuro (Kg/t)
			%Au	%As	Au (g/t)	As (%)	Au (mg/L)	As (mg/L)	
N°1	11.0	97.11	91.99	46.30	101.80	2.70	39.11	152.25	8.36
N°2	12.0	96.52	88.98	23.23	68.20	3.72	23.11	9.26	4.47
N°3	12.5	96.82	88.53	3.62	105.70	2.81	34.93	6.10	4.60

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

El trabajar con diferentes pH lleva consigo diferentes extracciones como se observa en la tabla donde en la prueba N°1 con pH de 11 la recuperación es de 91.99% a diferencia de las otras dos con 88.98% y 88.53% en la prueba N°2 y 3 respectivamente

Se observa en la figura 14 que conforme aumenta el pH la solubilidad del arsénico disminuye desde un pH = 11 con 152.25 mg/L hasta pH = 12.50 con 1.16 mg/L, donde el tiempo adecuado para las pruebas de cianuración es mayor a 24 horas; esto haría que las pruebas aumenten su recuperación

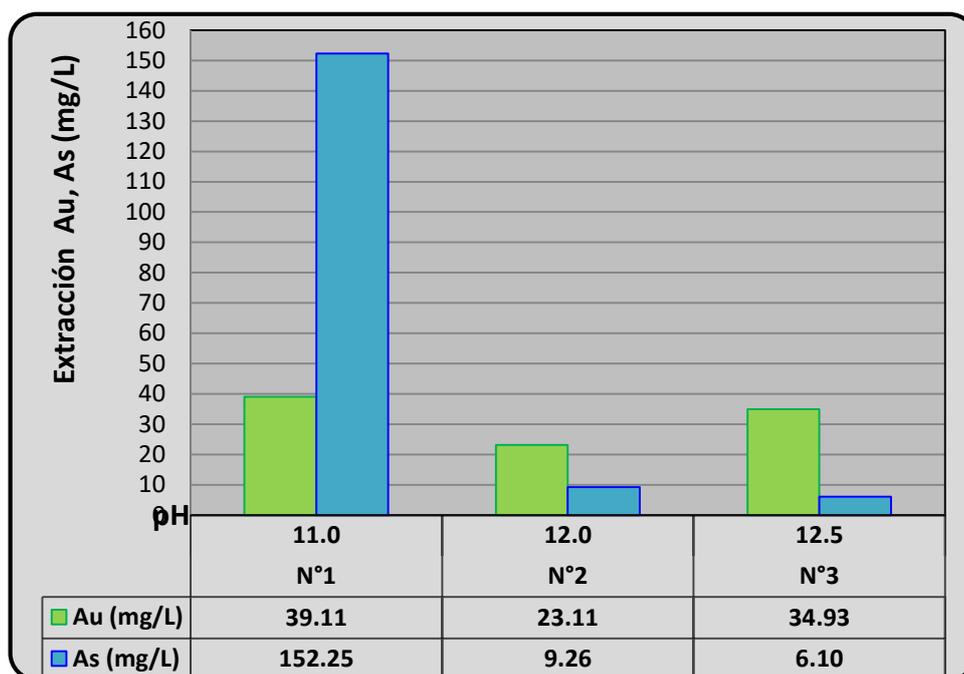


Figura 14: Extracción del Au y As (mg/L) en 24 horas (Elaboración propia)

Se observa en la figura el consumo de NaCN, en las pruebas de 24 horas, donde hay un elevado consumo de NaCN al trabajar con pH 11

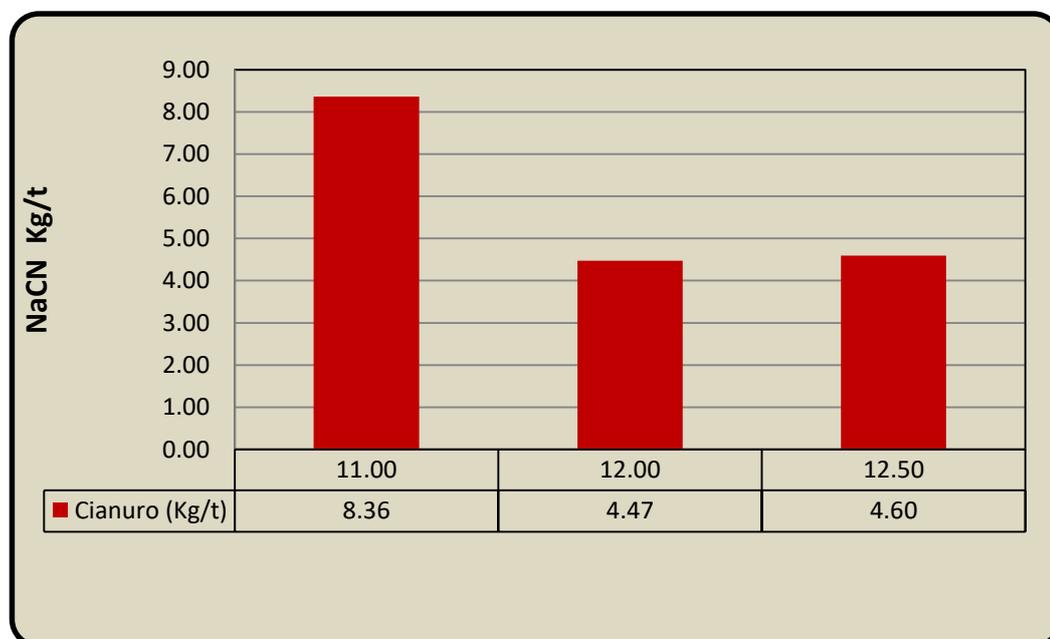


Figura 15: Resultados de consumo de NaCN a diferentes tiempos de agitación

(Elaboración propia)

Se observa en la figura que conforme aumenta el pH la disolución del As disminuye

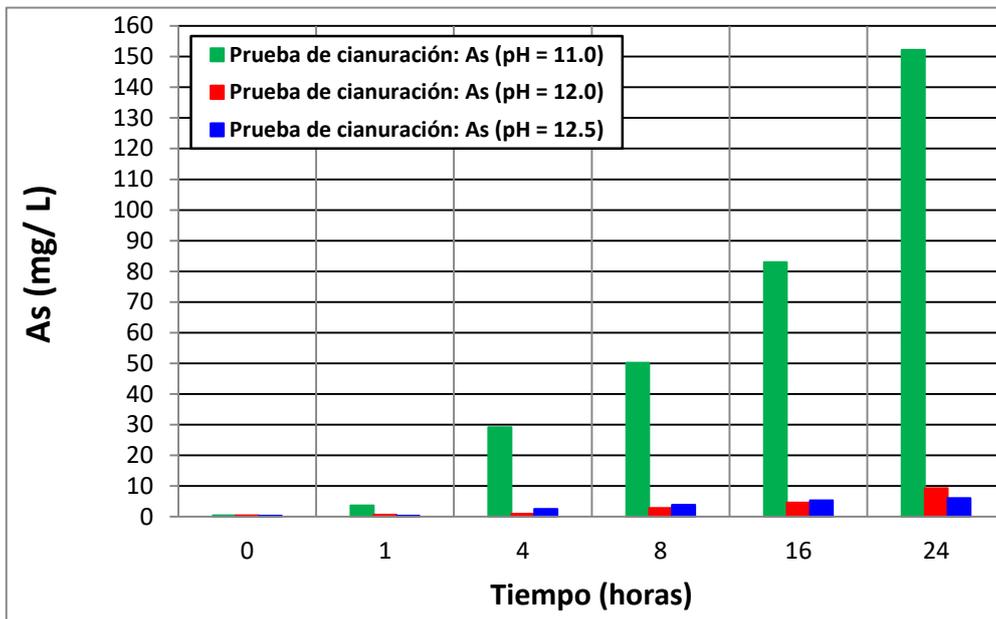


Figura 16: Disolución de As-pH=11,12 y 12.5 en 24 horas de agitación (Elaboración propia)

Se observa en la figura las recuperaciones en las pruebas de 24 horas

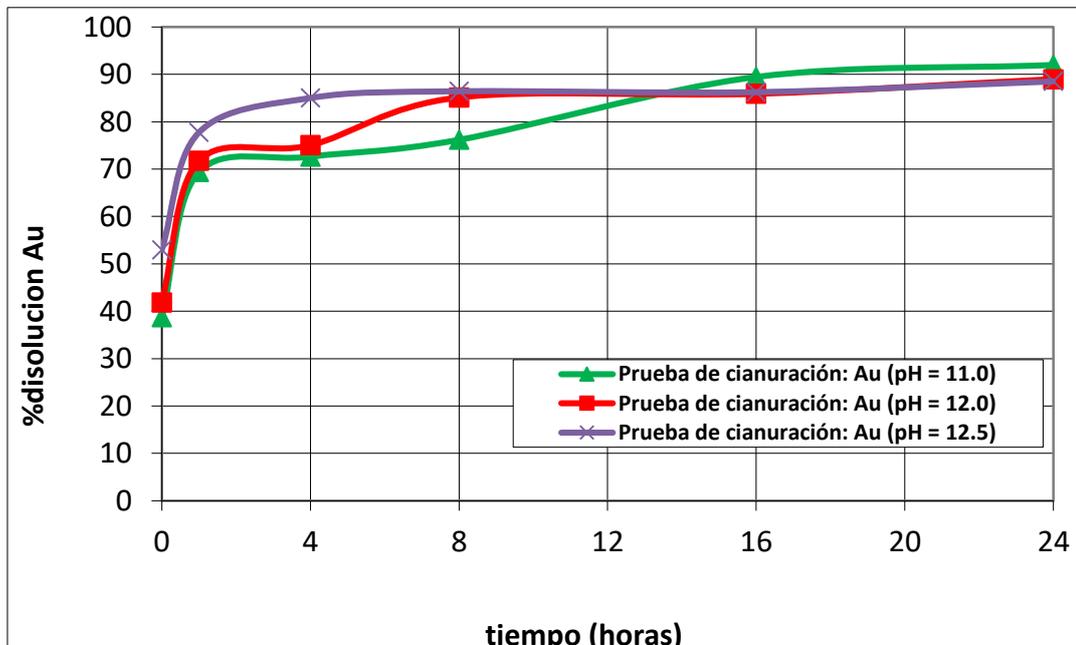


Figura 17: curvas de disolución de Au-pH=11,12 y 12.5 en 24 horas de agitación (Elaboración propia)

4.2.5. Prueba de cianuración 48 horas N° 4: pH=11.0

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación		
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total		
96.700	32.550	5.530	12.560	1.140	0.330	2333.33	cc	
						% de Sólidos	30	%
						CN-	0.25	%
						Revoluciones	750	RPM
Condiciones Remolienda								
peso de Muestra	1000	g						
Volumen Agua	500	cc						
Tiempo de Remolienda	55	min						
CN-	0.6	%						
Cal	0.5	g						
Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)				
Agua	8.31	0.00	0.00	0.00				

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	10.64	0.0380	18.74	13.51	43.73	31.52	32.60	4.29
1	11.35	0.2360	35.68	20.71	83.25	48.32	62.06	6.57
4	11.04	0.2310	38.94	35.90	90.86	83.77	67.73	11.40
8	11.11	0.2210	40.52	53.75	94.55	125.41	70.48	17.06
16	11.09	0.2350	48.87	101.20	114.03	236.13	85.00	32.13
24	10.79	0.2300	52.45	136.50	122.38	318.50	91.23	43.33
36	10.90	0.2280	53.56	155.20	124.97	362.13	93.16	49.27
48	10.81	0.2200	54.68	178.30	127.58	416.03	95.11	56.60

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	54.68	178.30
Relave Final de Cianuración (g/t)	6.56	6.37

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	6.56	5.45	14	6.37

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 11.47 Kg/T

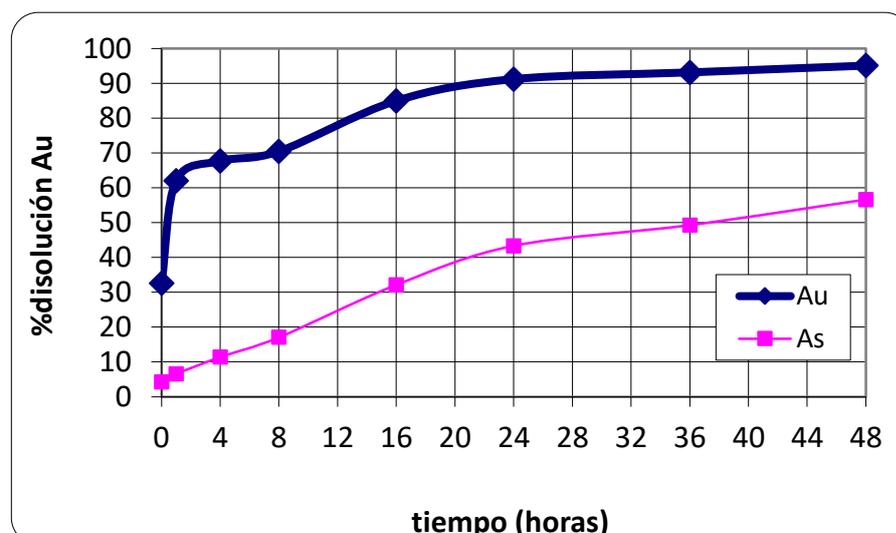


Figura 18: curvas de disolución Au-As en un pH 11 (Elaboración propia)

4.2.6. Prueba de cianuración 48 horas N° 5: pH =12.0

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación				
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total				
128.37	133.460	3.340	23.900	4.410	9.940	2333.33	cc			
						% de Sólidos	30	%		
						CN-	0.25	%		
						Revoluciones	750	RPM		
Condiciones Remolienda										
peso de Muestra	1000	g								
Volumen Agua	500	cc								
Tiempo de Remolienda	55	min								
CN-	0.6	%								
Cal	1.75	g								
						Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)
						Agua	8.21	0.00	0.00	0.00

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.74	0.0480	20.72	0.04	48.35	0.09	42.35	0.03
1	11.97	0.2460	31.26	0.08	72.94	0.19	63.89	0.05
4	11.93	0.2390	36.08	0.14	84.19	0.33	73.74	0.09
8	11.80	0.2320	37.22	0.26	86.85	0.61	76.07	0.17
16	11.81	0.2310	41.62	0.37	97.11	0.86	85.06	0.24
24	11.90	0.2410	44.22	1.89	103.18	4.41	90.38	1.22
36	12.19	0.2320	45.94	1.20	107.19	2.80	93.89	0.77
48	11.50	0.2230	46.49	3.98	108.48	9.29	95.01	2.56

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	46.49	3.98
Relave Final de Cianuración (g/t)	5.69	3.53

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	5.69	107.42	16.37	3.53

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 4.51 Kg/T

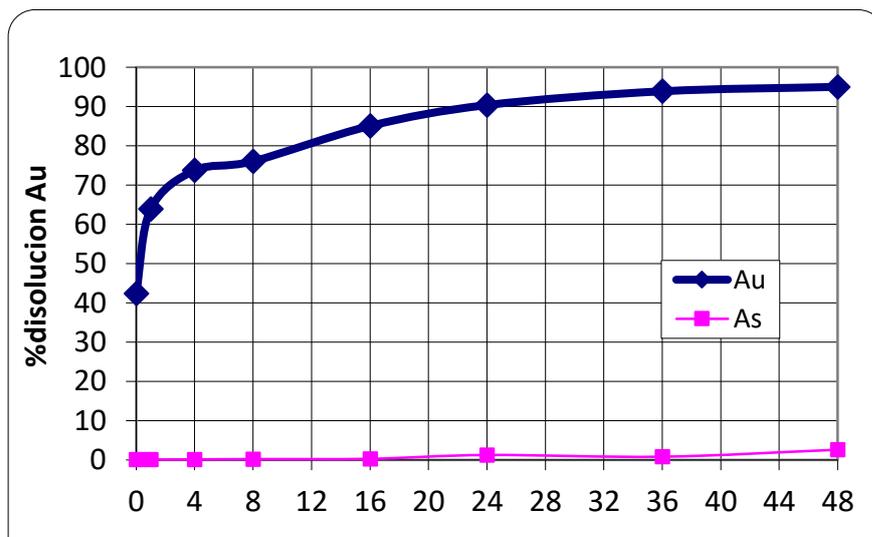


Figura 19: curvas de disolución Au-As en un pH 12 (Elaboración propia)

4.2.7. Prueba de cianuración 48 horas N° 6: pH =12.5

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación		
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total		
88.700	32.550	5.530	23.900	1.140	0.930	2333.33	cc	
						% de Solidos	30	%
						CN-	0.25	%
						Revoluciones	750	RPM
Condiciones Remolienda								
peso de Muestra	1000	g						
Volumen Agua	500	cc						
Tiempo de Remolienda	55	min						
CN-	0.6	%						
Cal	2.5	g						
Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)				
Agua	8.25	0.00	0.00	0.00				

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.50	0.0490	15.38	6.00	35.89	14.00	47.26	2.11
1	12.37	0.2160	19.48	6.69	45.45	15.61	59.86	2.35
4	12.04	0.2360	21.88	15.16	51.05	35.37	67.23	5.32
8	12.23	0.2420	26.84	16.86	62.63	39.34	82.47	5.92
16	12.09	0.2450	27.96	19.99	65.24	46.64	85.92	7.02
24	12.25	0.2330	28.82	20.69	67.25	48.28	88.56	7.26
36	12.03	0.2370	29.32	22.29	68.41	52.01	90.10	7.82
48	11.97	0.2250	29.59	23.95	69.04	55.88	90.93	8.40

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	29.59	23.95
Relave Final de Cianuración (g/t)	6.89	6.09

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	6.89	16.05	12.65	6.09

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 4.98 Kg/T

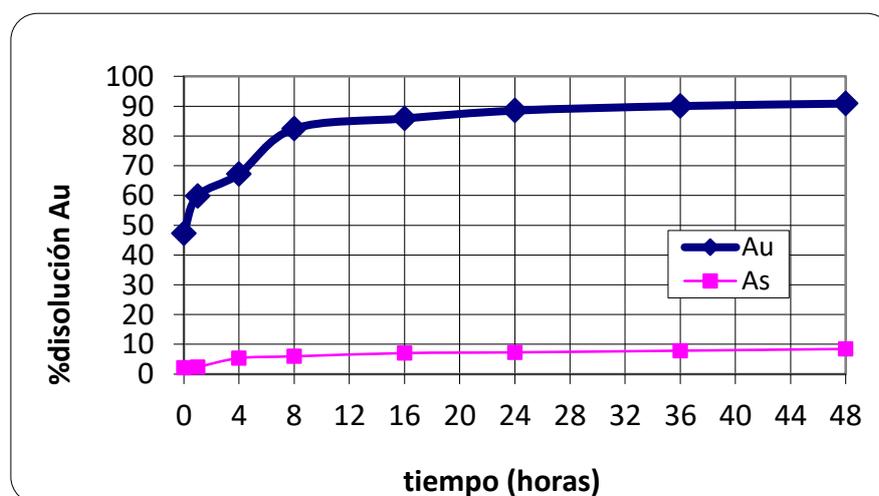


Figura 20: curvas de disolución Au-As en un pH 12.5 (Elaboración propia)

4.2.8 Resultados en 48 horas de la disolución del arsénico y recuperación del oro

Tabla 19: Resultados de la disolución del Au y As

PRUEBA	pH	%m400	Max % Extracción		leyes de sólidos		Leyes de soluciones		Cianuro (Kg/t)
			%Au	%As	Au (g/t)	As (%)	Au (mg/L)	As (mg/L)	
N°4	11.0	96.60	95.11	56.60	96.70	1.41	54.68	178.30	11.47
N°5	12.0	95.32	95.01	2.56	128.87	3.34	46.49	3.98	4.51
N°6	12.5	96.55	90.93	8.40	88.70	5.53	29.59	23.95	4.98

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

Se realizaron 3 pruebas a 48 horas con diferentes pH, que lleva consigo diferentes extracciones como se observa en la tabla donde en la prueba N°4 con pH de 11 la recuperación es de 95.11% a diferencia de las otras dos con 95.01% y 90.93% en la prueba N°5 y 6 respectivamente

Se observa en la figura 21 que conforme aumenta el pH la solubilidad del arsénico disminuye desde un pH = 11 con 178.30 mg/L hasta pH = 12.0 con 3.98 mg/L, diferencia de las pruebas anteriores a pH = 12.5 genera un aumento de solubilidad de As

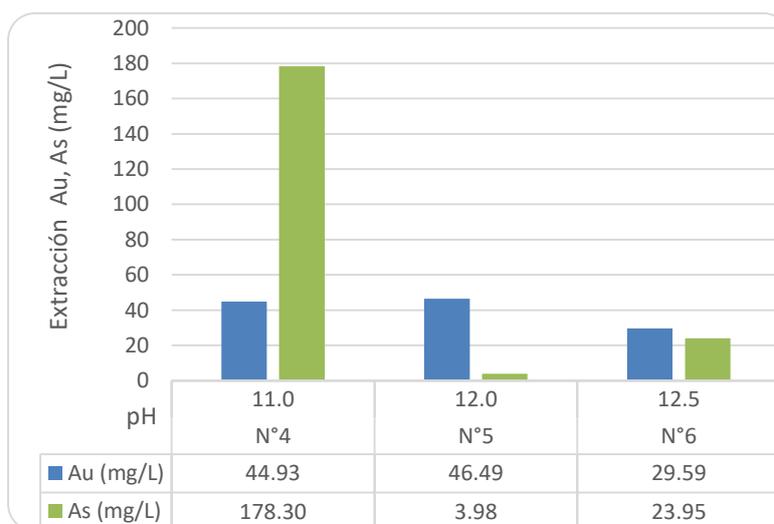


Figura 21: Extracción del Au y As (mg/L) en 48 horas (Elaboración propia)

Se observa en la figura 22 al reducir a pH= 11 nos genera un aumento en el consumo de NaCN

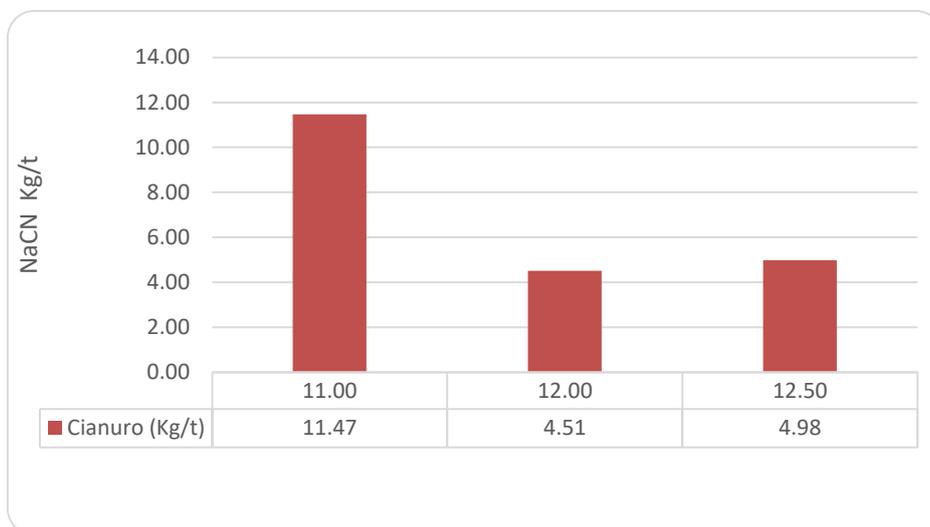


Figura 22: Resultados de consumo de NaCN a diferente pH (Elaboración propia)

Se observa en la figura 23 que conforme aumenta el pH la disolución del As disminuye

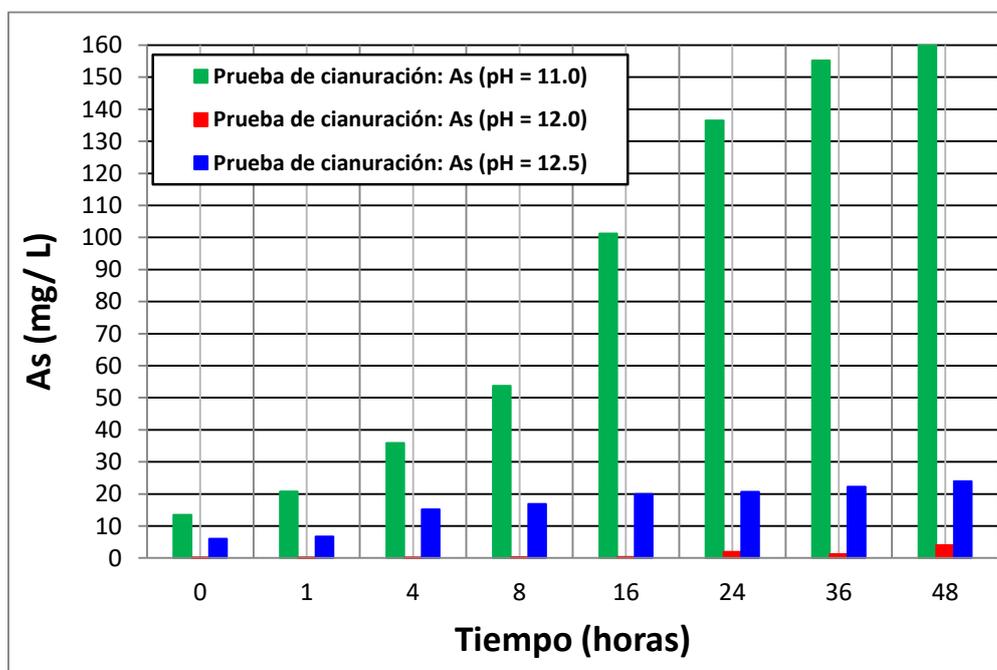


Figura 23: Disolución de As-pH=11,12 y 12.5 en 48 horas de agitación (Elaboración propia)

Se observa en la figura 24 las recuperaciones en las pruebas de 48 horas

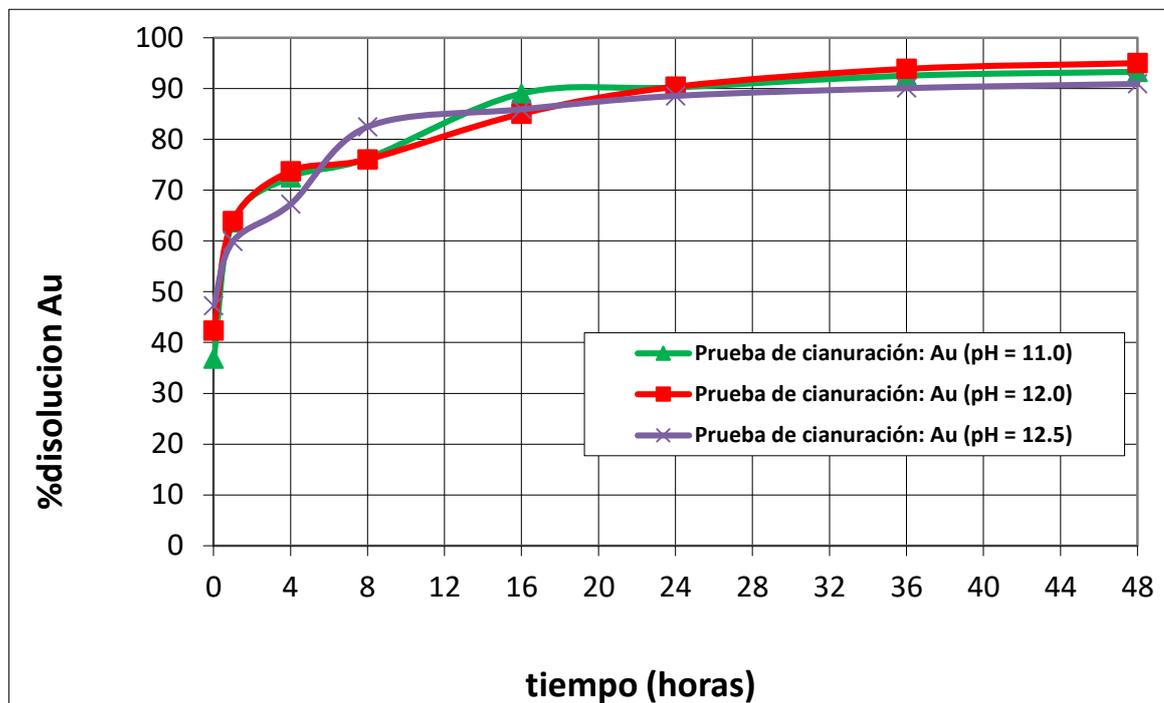


Figura 24: curvas de disolución de Au-pH=11,12 y 12.5 en 48 horas de agitación (Elaboración propia)

4.2.9. Prueba de cianuración 72 horas N° 7: pH =11.0

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación				
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total	2333.33	cc		
164.070	19.892	1.440	25.040	0.030	2.680	% de Sólidos	30	%		
Condiciones Remolienda						CN-	0.25	%		
peso de Muestra	1000	g				Revoluciones	750	RPM		
Volumen Agua	500	cc				Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)
Tiempo de Remolienda	55	min				Agua	8.23	0.00	0.00	0.00
CN-		0.6	%							
Cal		0.5	g							

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.51	0.0350	27.94	1.48	65.19	3.45	42.74	0.48
1	11.34	0.2010	38.40	4.96	89.60	11.57	58.74	1.62
4	11.30	0.1880	42.50	13.96	99.17	32.57	65.02	4.56
8	11.28	0.1810	47.66	30.52	111.21	71.21	72.91	9.97
16	11.24	0.1680	50.71	71.73	118.32	167.37	77.57	23.43
24	11.18	0.2020	58.92	98.96	137.48	230.90	90.13	32.32
36	11.06	0.1530	60.40	153.00	140.93	356.99	92.40	49.97
48	11.02	0.1470	60.96	181.90	142.24	424.43	93.25	59.41
60	10.97	0.1560	60.91	248.30	142.12	579.36	93.18	81.10
72	10.86	0.1850	60.98	242.70	142.28	566.29	93.29	79.27

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	60.98	248.30
Relave Final de Cianuración (g/t)	10.24	1.35

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	10.24	4.15	39.31	1.35

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura 25 la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 17.79 Kg/T

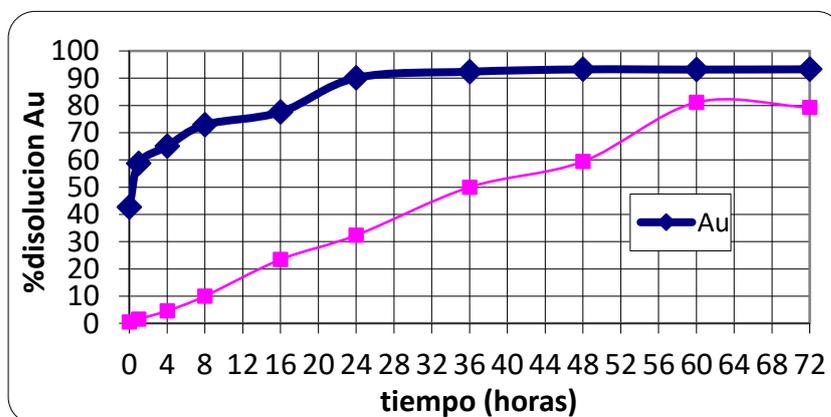


Figura 25: curvas de disolución Au-As en un pH 11 (Elaboración propia)

4.2.10. Prueba de cianuración 72 horas N° 8: pH =12.0

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación		
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total		
164.070	19.892	1.440	25.040	0.030	2.680	2333.33	cc	
						% de Solidos	30	%
						CN-	0.25	%
						Revoluciones	750	RPM
Condiciones Remolienda								
peso de Muestra	1000	g						
Volumen Agua	500	cc						
Tiempo de Remolienda	55	min						
CN-	0.6	%						
Cal	1.75	g						
Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)				
Agua	8.35	0.00	0.00	0.00				

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	12.28	0.0440	24.95	1.26	58.22	2.94	38.12	1.47
1	12.23	0.2090	39.91	3.88	93.12	9.05	60.98	4.52
4	12.16	0.2180	46.20	8.67	107.80	20.23	70.59	10.09
8	12.14	0.2430	52.87	11.23	123.36	26.20	80.78	13.07
16	11.90	0.2030	56.95	15.53	132.88	36.24	87.01	18.08
24	12.02	0.2110	59.10	18.26	137.90	42.61	90.29	21.26
36	12.12	0.1920	60.18	19.32	140.42	45.08	91.94	22.49
48	11.89	0.2170	60.24	21.20	140.56	49.47	92.04	24.68
60	12.08	0.2130	60.11	21.99	140.25	51.31	91.84	25.60
72	12.03	0.2190	60.09	24.62	140.21	57.45	91.81	28.66

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	60.24	24.62
Relave Final de Cianuración (g/t)	12.16	1.43

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	12.16	5.05	38.14	1.43

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 6.70 Kg/T

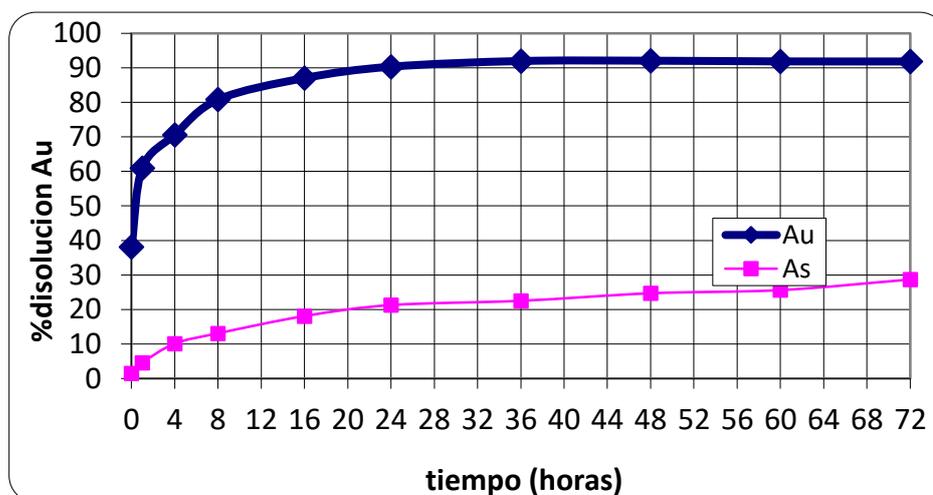


Figura 26: curvas de disolución Au-As en un pH 12 (Elaboración propia)

4.2.11. Prueba de cianuración 72 horas N° 9: pH=12.5

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación		
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total	2333.33	cc
134.630	135.932	5.440	24.540	1.620	2.750	% de Sólidos	30	%
Condiciones Remolienda						CN-	0.25	%
peso de Muestra	1000	g				Revoluciones	750	RPM
Volumen Agua	500	cc				Muestra	pH	%CN
Tiempo de Remolienda	55	min				Agua	8.35	0.00
CN-	0.6	%						Au(mg/l)
Cal	2.5	g						As(mg/l)
								0.00
								0.00

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.69	0.0350	21.78	0.89	50.82	2.08	31.19	0.76
1	12.42	0.2240	41.13	2.48	95.97	5.79	58.89	2.12
4	12.31	0.2320	48.34	8.90	112.79	20.77	69.22	7.61
8	12.25	0.2210	52.67	16.54	122.89	38.59	75.42	14.15
16	12.19	0.2160	61.00	25.34	142.33	59.13	87.34	21.67
24	12.31	0.2070	63.10	41.70	147.23	97.30	90.35	35.66
36	12.20	0.2160	63.50	49.39	148.16	115.24	90.92	42.24
48	12.08	0.2460	64.10	49.56	149.56	115.64	91.78	42.38
60	12.19	0.2220	64.15	57.51	149.68	134.19	91.86	49.18
72	12.05	0.2640	62.70	59.07	146.30	137.83	89.78	50.52

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/L)	64.15	59.07
Relave Final de Cianuración (g/t)	13.27	1.35

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe (%)	As (%)
Relave Final	13.27	5.30	13.83	1.35

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A.

(Elaboración propia)

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 9.39 Kg/T

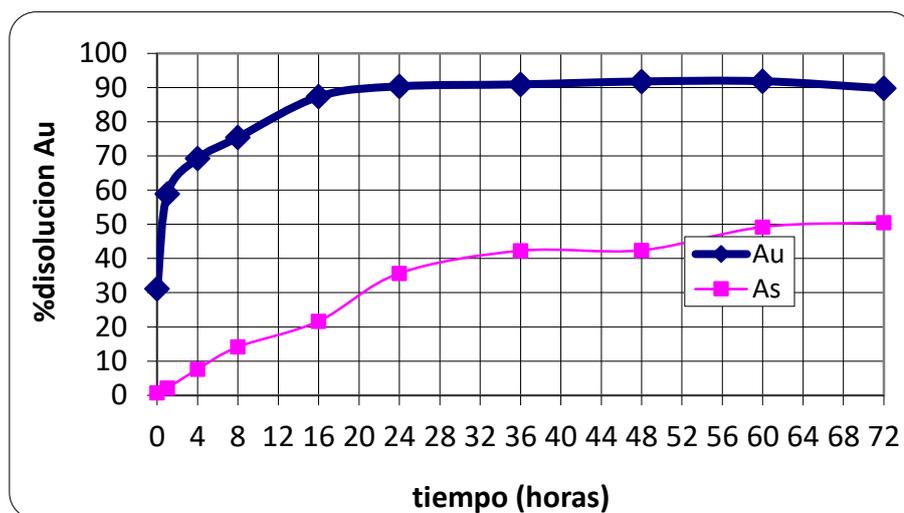


Figura 27: curvas de disolución Au-As en un pH 12.5 (Elaboración propia)

4.2.12 Resultados en 72 horas de la disolución del arsénico y recuperación del oro

Tabla 20 Resultados de la disolución del Au y As

PRUEBA	pH	%m400	Max % Extracción		leyes de sólidos		Leyes de soluciones		Cianuro (Kg/t)
			%Au	%As	Au (g/t)	As (%)	Au (mg/L)	As (mg/L)	
N°7	11.0	96.60	93.29	79.27	164.07	1.44	60.98	242.70	17.79
N°8	12.0	95.32	91.81	28.66	164.07	1.44	60.09	24.62	6.70
N°9	12.5	96.55	89.78	50.52	134.63	5.44	62.70	59.07	7.39

Datos obtenidos en el laboratorio de Investigación Minera aurífera Retamas S.A. (Elaboración propia)

Se realizaron 3 pruebas a 72 horas con diferentes pH, que lleva consigo diferentes extracciones como se observa en la tabla donde en la prueba N°4, a diferencia de las pruebas anteriores estas no se llegaron a tener buenas recuperaciones

Se observa en la figura 28 que conforme aumenta el pH la solubilidad del arsénico disminuye desde un pH = 11 con 242.70 mg/L hasta pH = 12.0 con 24.62 mg/L, diferencia de pH 12.5 genera un aumento creciente en la solubilidad del As

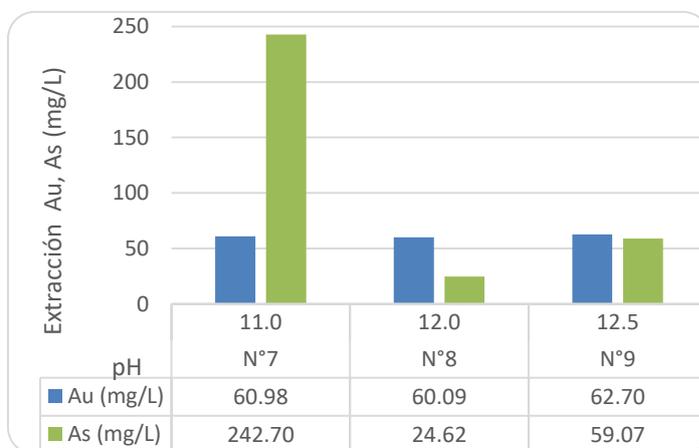


Figura 28: Extracción del Au y As (mg/L) en 72 horas (Elaboración propia)

Se observa en la figura 29 al reducir a pH= 11 nos genera un aumento en el consumo de NaCN

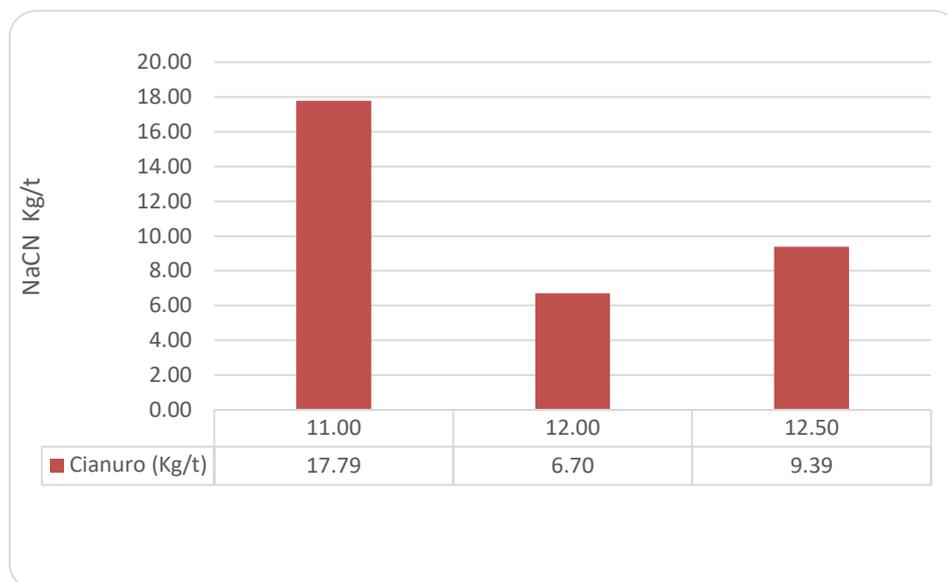


Figura 29: Resultados de consumo de NaCN a diferente pH (Elaboración propia)

Se observa en la figura 30 la disolución del As en las pruebas de 72 horas

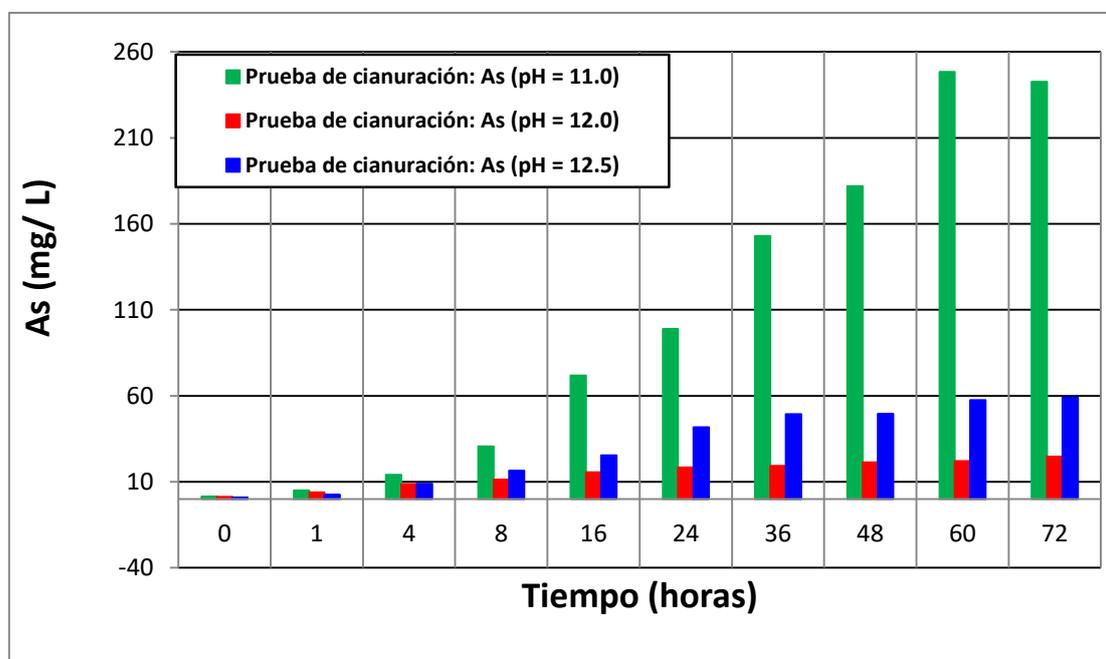


Figura 30: Disolución de As-pH=11,12 y 12.5 en 72 horas de agitación

(Elaboración propia)

Se observa en la figura 31 las recuperaciones de Au

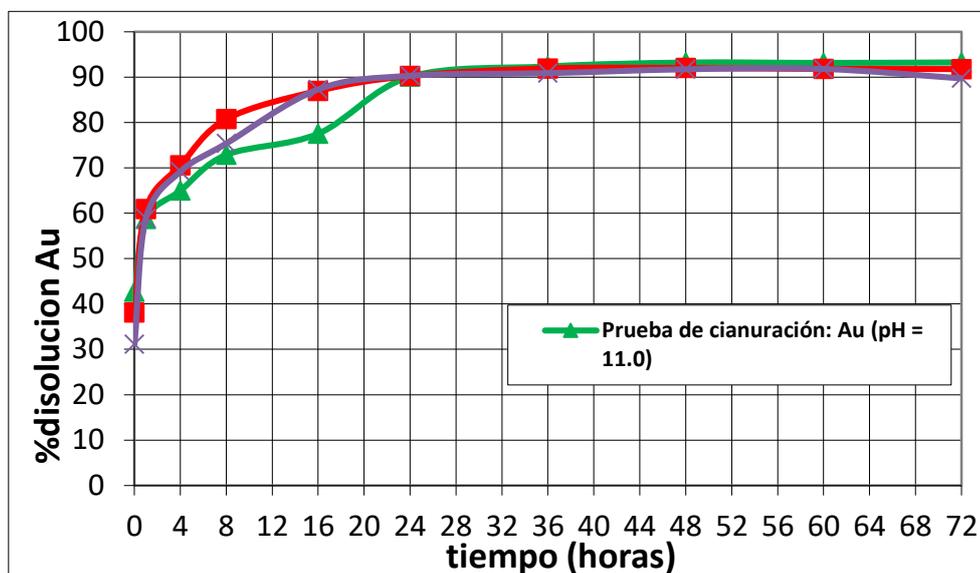


Figura 31: curvas de disolución de Au-pH=11,12 y 12.5 en 72 horas de agitación

(Elaboración propia)

4.3. RESULTADOS PARA EL PRIMER OBJETIVO

Se observa en la figura 32 resultado total de consumo de NaCN en las pruebas experimentales.

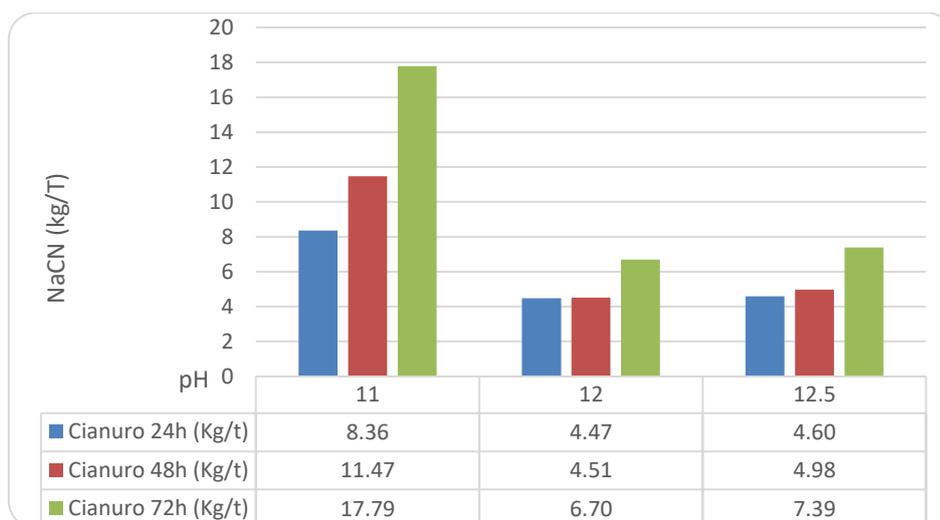


Figura 32: Resultados de consumo de NaCN a diferentes tiempos de agitación y pH (Elaboración

propia)

De acuerdo a los datos obtenidos en las pruebas realizadas se muestra, el consumo de cianuro de sodio varia significativamente, a diferentes pH. Esto debido a (Morales Laurente, 2016) la presencia de sulfuros y compuestos cianicidas afecta el potencial rédox de las soluciones y propicia la pasivación del oro durante la cianuración, consumiendo excesivo cianuro y oxígeno. Por otro lado (Tecsüp virtual, 2010) los cianicidas no solamente consumen cianuro si no también oxígeno necesario en la cianuración. (Lovera, y otros, 2003) la pirrotita, cobre, zinc, arsénico y minerales antimoniados consumen cianuro. (Aramburú Rojas V. S., 2013) En la minera aurífera Calpa (Set 1987) en la planta de cianuración había bajado de 90% a 79.25% por la presencia de cianicidas y por el gasto excesivo de cianuro que aumento de 6 kg/T a 13 kg/T de concentrado en promedio, se logró aumentar la recuperación a 87% y disminuir el consumo de cianuro a 5 kg/T. Corroborar los resultados obtenidos en las pruebas realizadas.

4.4. RESULTADOS PARA EL SEGUNDO OBJETIVO

Se observa la figura 4.30 total de disolución de As, donde la disolución más alta se mantuvo en pH 11 y la baja en pH 12

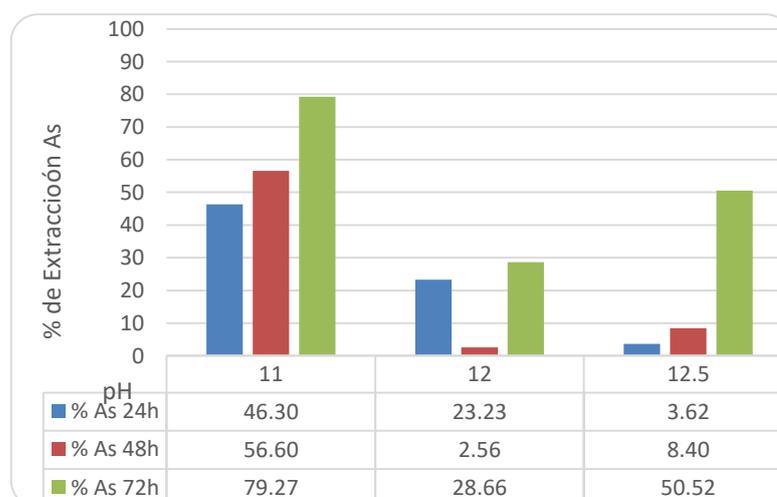


Figura 33: Disolución Total de As-pH=11,12 y 12.5 (Elaboración propia)

De acuerdo a los datos obtenidos en las pruebas realizadas se muestra, la solubilidad del arsénico que varía significativamente en función al pH, esto es a causa (Chile Patente nº DPI 55, 2007) que el arsénico es insoluble y soluble por medio de una solución alcalina., de remoción de arsénico, caracterizado por vía alcalina. Corrobora los resultados el arsénico tiene mayor solubilidad a pH menores de 12 pero al mantener por encima de 12 el pH la solubilidad es casi estable y aun aumentando más el pH. (Tecsop virtual, 2010) la lixiviación de oro con soluciones de cianuro tiene su interpretación por diagramas de equilibrio Eh vs pH (Pourbaix) para sistemas oro-agua, cianuro-agua y oro-cianuro-agua. (Corcuera Urbina, 2015) el efecto del pH en la solubilidad del arsénico, el arsénico reacciona con el calcio del cemento formando arseniatos de calcio y a veces arsenitos de calcio.

4.5. RESULTADOS PARA EL TERCER OBJETIVO

De acuerdo a los datos obtenidos en las pruebas realizadas se muestra, el tiempo de agitación llegando a los siguientes resultados interpretadas por la figura.

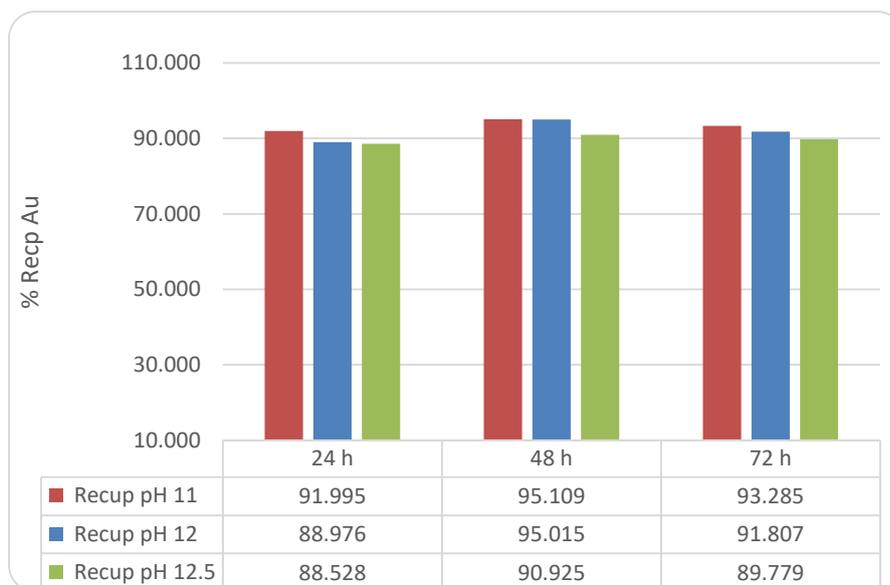


Figura 34: Recuperación total de oro en función a las horas

De acuerdo a los datos obtenidos en las pruebas realizadas se muestra, el tiempo de agitación más significativo es de 48 horas, debido a (Gutierrez Falcon, 2017) la solución cianurada es agitada por tiempos que se van desde 6 hasta las 72h, según el tamaño de la partícula y refractariedad del mineral. (Flores Calli, 2016) Para la cianuración por agitación donde se le da a la pulpa un tiempo de tratamiento que varía de 24 a 72 horas para lograr una recuperación óptima. Corrobora los resultados las pruebas realizadas se encuentra dentro del rango. (Morales Laurente, 2016) Debido al revestimiento de la superficie de las partículas de oro, lo que impide el contacto entre el cianuro y el oro es común en menas portadoras de sulfuros pirita y arsenopirita.

CONCLUSIONES

- Mediante los resultados obtenidos se concluye que, al aumentar el pH de 11 a 12 demuestra que es significativa, logrando reducir un 39.5% en consumo de NaCN a una concentración de 10% y aun aumentando más el pH a 12.5 no es tan significativa, ya que la recuperación de oro comienza a descender en un 4.08%.
- Mediante los resultados obtenidos, quedó en evidencia que, el pH tiene efecto muy significativo en la disolución de Arsénico, lo que permite concluir que a pH menor a 12 la disolución es mayor llegando hasta 242.70 mg/L, pero al mantener el pH mayor a 12 la solubilidad de arsénico es casi estable llegando como máximo 24mg/L, y aun aumentando más el pH a 12.5, la solubilidad de arsénico comienza a ascender 59.07mg/L.
- En cuanto a los resultados obtenidos para la mayor recuperación de oro, el tiempo de agitación más significativo es de 48 horas, llegando hasta 95.11% de recuperación de oro, ya que en menos tiempo de agitación en 24h, no se llega a recuperar tan eficiente 91.99%, y aumentando más el tiempo de agitación en 72h, también de la misma forma no se llega a recuperar tan eficiente 93.29% de recuperación de oro.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda mantener un pH mayor de 12 en la cianuración de minerales arsenopiríticos, ya que, si fuera menor o en parámetros normales de cianuración, esto excedería en el consumo de cianuro, y también se recomienda que, se siga investigando la cianuración de minerales arsenopiríticos, ya que en el Perú existen grandes yacimientos de minerales con altos contenidos de oro, plata y cobre, pero que se les encuentra acompañados de arsénico y azufre.
- Se recomienda para la solubilidad del arsénico, tener muy en cuenta el pH ya que es de muy significativo, en la estabilidad de disolución de arsénico. Así mismo existen diversos trabajos que buscan estabilizar el arsénico.
- Se recomienda para la determinación tiempo de agitación con respecto a la recuperación en las pruebas experimentales es de 48 horas, en minerales arsenopiríticos.

REFERENCIAS

- Albores, A., Quintanilla Vega, B., Cebrián, M., & Maria del Razo, L. (s.f.). *Toxicología Ambiental "el arsénico"*. Mexico: Departamento de farmacología y toxicología, centro de investigación y estudios avanzados.
- Albores, A., Quintanilla Vega, B., Del Razo, L. M., & Cebrián, M. (1999). ARSENICO (As). En *Toxicología Ambiental, Departamento de Farmacología y Toxicología* (pág. 261). Mexico, D.F: Centro de Investigacion y de Estudios Avanzados del IPN.
- Ambrosio, M. C. (25-28 de Octubre de 2005). *Evaluación y Selección de Tecnologías disponibles para remoción de arsénico*. Obtenido de www.produccion-animal.com.ar/aguasdebebida
- Aramburú Rojas, S. V. (2003). *Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro pirrítico para la optimización del proceso de cianuración*. Lima: UNMSM.
- Aramburú Rojas, V. S. (2013). *Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro piritico, para la optimización del proceso de cianuración*. Lima Perú: UNMSM.
- Barsky, G., Swaison, S., & Easley, N. (1935). *Dissolution of gold and silver in cyanide solutions*. *Tras. Am. Inst. Min.*
- Casanova, A., Alonso Pérez, J., Valdivia, G., Diaz, N., Figueredo, M., & Alcalá, R. (2011). *Aplicación de la difracción de rayos-X para la caracterización y estudio de los concentrados de arsenopirita con diferentes grados de intemperismo*, 3-8.
- chique acero, j. v. (2014). *ampliacion de los equipos del proceso merril crowe de 85 m3 a 90 m3/hr de solucion pregnant en la minera aurifera retamas s.a. puno*.

- Corcuera Urbina, J. (2015). Aplicacion de la lixiviacion a presion a minerales arsenopiríticos que contienen oro para establecer el arsénico. Perumin 32 convención minera, (pág. 31). Arequipa.*
- de la Torre, E., Serrano, J., Gomez, S., & Guevara, A. (2017). Perspectivas de la aplicación de la ditionoxamina y el tiosulfato de sodio como solventes alternativos de baja toxicidad, en la lixiviación de oro en minerales auríferos. tecnología limpias en la metalurgia del oro, (págs. (4-5) 58). Quito-Ecuador.*
- Echevarria, M., & Rodríguez, R. (2010). Remoción del arsénico mediante Coagulación, Filtración y Sedimentación comparacion con tecnologías libres. edUTecNe, 22.*
- Flores Calli, F. R. (2016). Optimizacion del proceso de lixiviacion de minerales auríferos de baja ley. puno-Perú: UNAP.*
- Gallegos Jara, R. O. (s.f.). Diseño de experimentos "Estadística Aplicada". Arequipa Perú.*
- Gonzalez Martinez, I., Reyes Cruz, V., & Veloz Rodriguez , M. (2003). Estudio electroquimico del comportamiento de la reactividad de la pirita en un mineral de arsenopirita, 9-13.*
- Gutierrez Falcon, L. S. (2017). Estudio del tratamiento de minerales sulfurados auríferos mediante procesos secuenciales de flotacion, lixiviacion alcalina, biolixiviaacion y cianuracion para la recuperacion de oro. Lima Perú.*
- Hernández Pavéz, J. O., & Herrera Zeppelin, A. L. (2007). Chile Patente nº DPI 55.*

- Lovera, D., quiñones, J., Aramburú, V., Gagliuffi, P., Puente, L., Concepcion, L., & Flores, R. (2003). *Proceso de tostación-lixiviación de minerales auríferos con metales cianicidas*. Lima Perú.
- Meza Espitia, S. L. (2015). *Efecto del medio sobre la extracción de oro mediante la transformación de arsenopirita y la posterior estabilización de Arsénico*. Mexico: Tesis de la universidad Autónoma Metropolitana.
- Morales Laurente, E. L. (2016). *Extracción de la plata y oro del relave sulfurado de la minera santa fé por lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo*. Lima: UNMSM.
- peña, o. (1994). *el beneficio de los minerales auríferos por cianuración*. santiago de chile.
- Pineda Quispe, L. (2015). *recuperación de oro por resina de intercambio iónico de soluciones cianuradas*. puno-peru.
- Pourbaix, M. (1963). *Atlas of electrochemical equilibria*. springer.
- Romero, A. A., & Flores, S. L. (2010). *Influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados*. Revista del instituto de investigación FIGMMG, 134-139.
- Sanchez Perez, V., Vindel Catena, E., Martín Crespo, T., Gomez Fernandez, F., Rodriguez, R., & Gonzalez Clavijo, E. (2010). *Composición de arsenopiritas y evolución de fluidos en los yacimientos primarios de oro*, 99-100.
- Scheele, C. W. (1783). *Cyanide*. suecia.
- Tecsup virtual. (2010). *Proceso de cianuración*. Metalurgia extractiva del oro, (págs. 3-21). Lima.

Velasco Roldan , F. (2014). El oro asociado a los sulfuros masivos de la faja pirítica , 5-6.

Velasquez M., R. (2002). Cianuracion de minerales auriferos-recuperacion de los metales. UNT.

Zamora, G. (2017). Avances y alternativas en la aplicacion de nuevos reactivos para la lixiviación de Au y Ag, y recuperación de sus soluciones . Metalurgia del oro, (pág. 11). Bolivia.

ANEXOS

ANEXO N° 1

UBICACIÓN DE LA EMPRESA MINERA AURIFERA RETAMAS MARSA

Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA) está ubicada en el anexo de Llacuabamba Distrito de Parcoy Provincia de Pataz Departamento de La Libertad; en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180 Km. hacia el Este de la ciudad de Trujillo a una altura de 3900 m.s.n.m.

- **VIAS DE ACCESO**

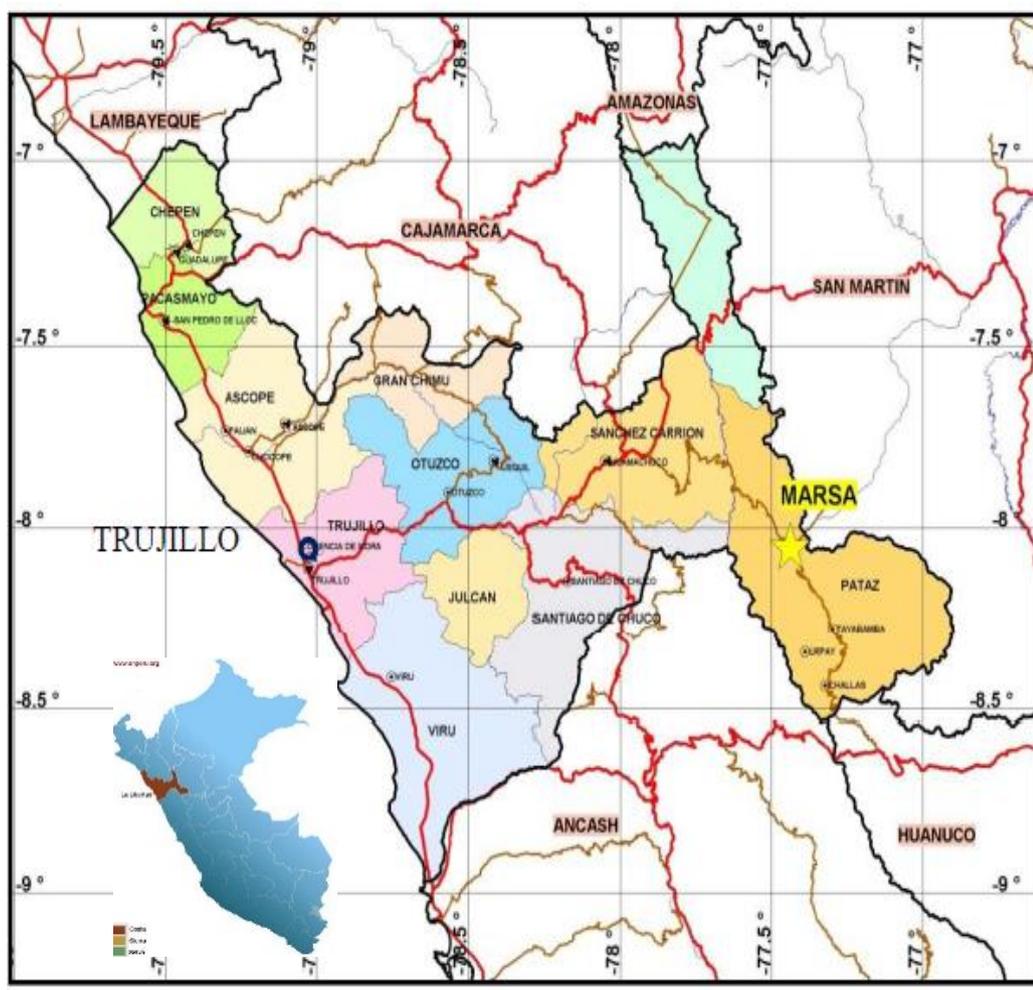
Desde la ciudad de Trujillo se llega mediante una carretera afirmada de aproximadamente 400 Km. Es también accesible por vía aérea desde Lima o Trujillo hasta un pequeño aeródromo en Chagual junto al río Marañón desde donde se llega al campamento minero en un trayecto de 70 Km.

La topografía de la zona es accidentada con laderas muy empinadas

- **CLIMA Y VEGETACION**

El clima es predominantemente frío con dos estaciones climáticas diferenciadas: lluviosa entre los meses de noviembre y abril y relativamente seca el resto del año y su explotación de mineral es por socavón y se explota minerales sulfurados.

En cuanto a la vegetación existe el cultivo andino por las zonas aledañas de marsa, se observa la presencia de eucaliptos, gramíneas (ichu) y otro de tipos de plantas.



Anexo 1: Mapa de ubicación minera aurífera Retamas S.A.

ANEXO N° 2

Anexo 2: Análisis granulométrico de las pruebas realizadas

Malla	N°1	N°2	N°3	N°4	N°5	N°6	N°7	N°8	N°9
	Ac (-)								
+m200	99.91	99.52	99.83	99.84	99.95	99.45	99.60	99.83	99.98
+m270	99.07	97.84	98.48	99.04	99.43	98.70	99.03	98.73	98.61
+m325	98.25	97.63	97.01	98.19	98.78	97.96	98.39	97.44	97.16
+m400	96.60	95.00	94.93	96.82	97.07	96.55	97.27	95.32	94.02
+m450	91.75	89.20	88.98	92.05	91.97	92.29	93.51	88.62	82.34
+m500	85.44	83.17	82.36	87.40	87.49	86.10	87.68	81.90	75.64
+m635	76.00	72.89	72.43	79.51	81.85	79.99	81.78	72.74	70.59
-m635	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

ANEXO N°3

Anexo 3: Imágenes en el transcurso de las pruebas



Foto 02 Pesaje de fiola con y sin mineral para determinación de la gravedad específica.



Foto 03 Molienda de muestras



foto 04 Agitador LIGTHNIN G2Y05 y proceso de agitación

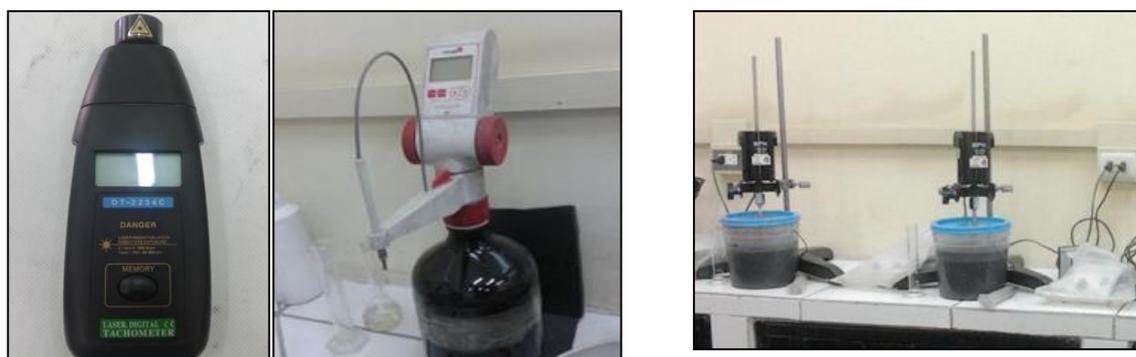


Foto05 tacómetro digital y bureta digital VITLAB



Foto 06 proceso de medición del pH con peachímetro digital HI 9126



Foto 07 imagen de la prueba N° 5 a pH 12.31 y con adición de FeCl_3 a 11.45

ANEXO N°4

Anexo 4: Reportes diarios de operaciones planta marsa

En base a las necesidades y requerimientos, durante la producción se establecen las metas y políticas específicas para el proceso productivo. Es importante que estas sean cuantificables y alcanzables, es por cual se realiza el reporte diario de producción.

HOJA DIARIO DE REPORTE DE OPERACIÓN PLANTA

1			
	Nro. Viajes	TMH	Ley
Guardia A	14	478.36	
Guardia B	15	555.93	
Total	29	1034.29	0.00

Mineral Transportado 06.00 a.m.	0.00
N° Viajes	0

Datos Operativos del : domingo, 13 de marzo del 2016

OPERACIÓN	GUARDIA A	GUARDIA B	Total
Mineral Tratado (TMH)	960.70	915.55	1876.25
% H2O	4.47	3.65	
Mineral Tratado (TMS)	917.76	882.13	1799.89
ACUMULADO TRATADO MES	23295.61		

Alimento Molino 9x8	9.80	10.27
Cabeza de Flotacion	8.86	9.59
Concentrado (g/TM)	95.45	101.96
Relave de Flotación (g/TM)	0.268	0.306
Lectura de Flujom. Concentr. (Bomba 19)		
Toneladas Concentrado™ (calculado leyes)		
Feed Agitador 1	21.270	13.830
Relave de Cianuración Sólido (g/TM)	4.663	4.141
Relave de Cianuración Líquido (g/m3)	0.180	0.200
Toneladas Concentrado E-5 (FLUJOMETRO)	108.10	105.34
™ Sólidos descarga E-5 (ton/guardia)	108.10	105.34
Flujo del Merrill Crowe (m3/guardia)	1,026.06	1,026.94
Solución Rica (g/m3)	8.79	9.08
Solución Barren (g/m3)	0.02	0.02
Finos de Au (g)	8,998.55	9,304.08
Total de Finos Producidos (g)	18,302.63	
Finos de Au Acumulados (g)	204629.75	
PROGRAMADO	507,180.00	
CUMPLIMIENTO %	40.35	FALTA
		59.65

Dique Principal (hrs)	
Acopio (hrs)	
Via Libre (hrs)	117.50
RH(hr)	194.50
TOTAL (Hr)	312.00
8	
Cancha 3 (hrs)	312.00
Cancha 4 (hrs)	0.00
TOTAL (Hr)	312.00

2				
Stock Tolva de finos				
	7:00 p.m.	7:00 a.m.		
Tolvas (*)	TMH	TMH		
Nº1		550		
Nº2		350		
TOTAL	0	900		
(*) valor referencial				
Fichas metálicas	Dia	Acumulado		
(Chancado)				
4				
Tonelaje a las 6:30 am				
	TMH/Hr			
	509.35	80.10		

Leyes promedio 6:00 a.m. Merrill				
pH Guardia A	Sol. Rica	7.83		
pH Guardia B	Sol. Barren	0.02		
%M-200=	E-5	8.84		
pH	Caudal (m3/hr)	86.40		
%M-200(INV.MET.)	Filtros			
	Filt. Clarif.(Siemens)			
	Filtro Clarificador JW1 1			
	Filtro Clarificador JW1 2			
	Presion en los Filtros	Clarificador	45.85 PSI	
		Precipitador	50.02 PSI	
	Finos las 6:00 a.m.	4086.19	Gramos	
	Nivel Torre Vacio (%)	29.57%		

	% CN	pH	densidad gr/lit	Caudal de cianuro
Molino 5x10 N°1	0.450	12.23	2360	
Molino 5x10 N°2	0.540	12.31	2400	2100
Agitador 1	0.250	12.18	1350	
Agitador 4	0.220	11.91	1300	
%M-400=				(A)

TMS	Densidad	G.E.
% Sólidos	m3 pulpa	m3 Solucion
213.44	1350	4.3
33.78	468.01	418.37
A-1		
213.44	1300	4.3
30.07	546.01	496.37
A-4		
Ratio:	8.43	

9							
10							
		Horas - Operación	Hora - día	Horas acumuladas			
Descripción		Programado	Realizado	% Cumplim.	Chancado		
Bolas (Molienda)	(Kg/TMS)	0.80	0.6594	82.42	Molino 9 x 8 N° 1	19.00	253.50
Bolas (Remolienda)	(Kg/TM Conc.)	1.53	0.9072	59.29	Molino 9 x 8 N° 2	24.00	312.00
Xantato (Z - 6)	(Kg/TMS)	0.033	0.0279	84.55	Molino 5 x 5 N° 1	0.00	0.00
Espumante (MT - 346)	(Kg/TMS)	0.032	0.0231	72.14	Molino 5 x 5 N° 2	0.00	0.00
Cianuro de Sodio	(Kg/TM Conc.)	3.81	3.3935	89.07	Molino 6 x 6	0.00	0.00
Nalco 5596 Strip (Planta)	(g/TM Conc.)	0.06	0.0000	0.00	Celdas WEMCO	24.00	312.00
Celite	(g/TM Conc.)	0.13	0.1499	115.27	Filtro 9 x 6	24.00	312.00
Polvo de Zinc	(Kg Zn/Kg Au)	1.65	1.7104	103.66	Agitadores	24.00	312.00
Cal Viva	(Kg/TM Conc.)	2.85	1.5120	53.05	Espesadores	24.00	312.00
Chemlock (Espesador-1)	(g/TM Conc.)	23.79	26.5433	111.57	Molino 5 x 10 N° 1	24.00	312.00
Floculante PHP-40	(g/TM Conc.)	15.00	0.0014	0.01	Molino 5 x 10 N° 2	24.00	312.00
Sulfato de Cobre (Flotacion)	(g/TMS)	26.00	15.6682	60.26	Merrill Crowe	24.00	312.00
Aeropromother 404	(Kg/TMS)	0.026	0.0089	34.34			
Peróxido de Hidrógeno	(g/TM Conc.)	0.06	0.0000	0.00			

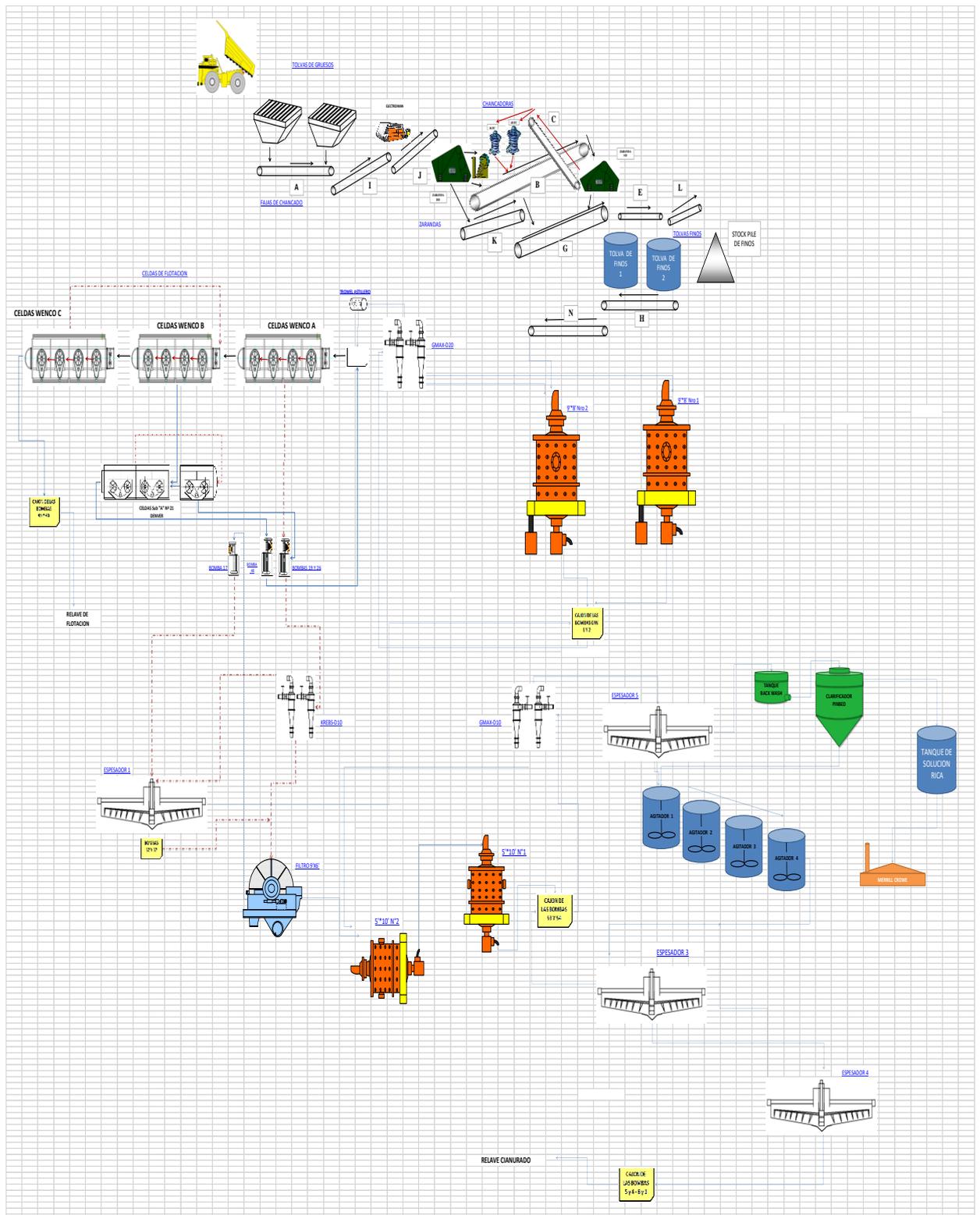
HOJA DIARIO DE REPORTE DE OPERACIÓN PLANTA											
1					2						
					Stock Tolva de finos						
					7:00 p.m.		7:00 a.m.				
					Tolvas (*)		TMH		TMH		
Guardia A					28		816.84		550		
Guardia B					30		713.36		500		
Total					58		1530.20		1050		
Mineral Transportado 06.00 a.m.					41.71						
N° Viajes					1						
Datos Operativos del : viernes, 01 de abril del 2016											
OPERACIÓN					GUARDIA A	GUARDIA B	Total				
Mineral Tratado (TMH)					724.30	701.20	1425.50				
% H2O					4.05	3.67					
Mineral Tratado (TMS)					694.97	675.47	1370.44				
ACUMULADO TRATADO MES					30486.02						
Alimento Molino 9x8					11.91	11.54	pH Guardia A 7.58				
Cabeza de Flotación					11.32	10.38	Sol. Rica 7.62				
Concentrado (g/TM)					72.81	88.78	pH Guardia B 7.96				
Relave de Flotación (g/TM)					0.305	0.277	%M-200= 53.71				
Lectura de Flujom. Concentr. (Bomba 19)							pH 8.50				
Toneladas Concentrado "" (calculado leyes)							%M-200(INV.MET.) 54.62				
Feed Agitador 1					22.310	10.860	Filtros				
Relave de Cianuración Sólido (g/TM)					4.465	4.234	Filt. Clarif.(Siemens)				
Relave de Cianuración Líquido (g/m3)					0.382	0.660	Filtro Clarificador JW1 1				
Toneladas Concentrado E-5 (FLUJOMETRO)					130.01	104.07	Filtro Clarificador JW1 2				
** Sólidos descarga E-5 (ton/guardia)							Presion en los Filtros Clarificador 51.83 PSI				
Flujo del Merrill Crowe (m3/guardia)					1,005.75	1,009.56	Precipitador 50.98 PSI				
Solución Rica (g/m3)					8.93	9.03	Finos las 6:00 a.m. 3876.62 Gramos				
Solución Barren (g/m3)					0.19	0.10	Nivel Torre Vacío (%) 32.50%				
Finos de Au (g)					8,790.26	9,015.37					
Total de Finos Producidos (g)					17,805.63						
Finos de Au Acumulados (g)					17805.63						
PROGRAMADO					507,180.00						
CUMPLIMIENTO %					3.51	FALTA 96.49					
Dique Principal (hrs)											
Acopio (hrs)											
Via Libre (hrs)					19.00						
RH(hr)					5.00						
TOTAL (Hr)					24.00						
8											
Cancha 3 (hrs)					24.00						
Cancha 4 (hrs)					0.00						
TOTAL (Hr)					24.00						
9											
					10						
					Horas - Operación		Hora - día	Horas acumuladas			
Descripción					Programado	Realizado	% Cumplim.	Chancado	13.50	13.50	
Bolas (Molienda)					(Kg/TMS)	0.80	0.8078	100.97	Molino 9 x 8 N° 1	24.00	24.00
Bolas (Remolienda)					(Kg/TM Conc.)	1.53	0.0000	0.00	Molino 9 x 8 N° 2	24.00	24.00
Xantato (Z - 6)					(Kg/TMS)	0.033	0.0416	126.04	Molino 5 x 5 N° 1		
Espumante (MT - 346)					(Kg/TMS)	0.032	0.0073	22.80	Molino 5 x 5 N° 2		
Cianuro de Sodio					(Kg/TM Conc.)	3.81	3.4176	89.70	Molino 6 x 6	0.00	0.00
Nalco 5596 Strip (Planta)					(g/TM Conc.)	0.06	0.1452	242.08	Celdas WEMCO	24.00	24.00
Celite					(g/TM Conc.)	0.13	0.0812	62.44	Filtro 9 x 6	24.00	24.00
Polvo de Zinc					(Kg Zn/Kg Au)	1.65	2.1342	129.34	Agitadores	24.00	24.00
Cal Viva					(Kg/TM Conc.)	2.85	0.8544	29.98	Espesadores	24.00	24.00
Chemlock (Espesador-1)					(g/TM Conc.)	23.79	17.0882	71.83	Molino 5 x 10 N° 1	24.00	24.00
Floculante PHP-40					(g/TM Conc.)	15.00	0.0000	0.00	Molino 5 x 10 N° 2	24.00	24.00
Sulfato de Cobre (Flotación)					(g/TMS)	26.00	18.2424	70.16	Merrill Crowe	24.00	24.00
Aeropromother 404					(Kg/TMS)	0.026	0.0073	28.07			
Peróxido de Hidrógeno					(g/TM Conc.)	0.06	0.0000	0.00			

HOJA DIARIO DE REPORTE DE OPERACIÓN PLANTA																																																																																																																				
1			2																																																																																																																	
<table border="1"> <tr> <td></td> <td>Nro. Viajes</td> <td>TMH</td> <td>Ley</td> </tr> <tr> <td>Guardia A</td> <td>16</td> <td>542.02</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Guardia B</td> <td>21</td> <td>733.22</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Total</td> <td>37</td> <td>1275.24</td> <td>0.00</td> </tr> </table>				Nro. Viajes	TMH	Ley	Guardia A	16	542.02		Guardia B	21	733.22		Total	37	1275.24	0.00	<table border="1"> <tr> <td colspan="3">Stock Tolva de finos</td> </tr> <tr> <td></td> <td>7:00 p.m.</td> <td>7:00 a.m.</td> </tr> <tr> <td>Tolvas (*)</td> <td>TMH</td> <td>TMH</td> </tr> <tr> <td>Nº1</td> <td></td> <td>600</td> </tr> <tr> <td>Nº2</td> <td></td> <td>600</td> </tr> <tr> <td>TOTAL</td> <td>0</td> <td>1200</td> </tr> </table>			Stock Tolva de finos				7:00 p.m.	7:00 a.m.	Tolvas (*)	TMH	TMH	Nº1		600	Nº2		600	TOTAL	0	1200																																																																													
	Nro. Viajes	TMH	Ley																																																																																																																	
Guardia A	16	542.02																																																																																																																		
Guardia B	21	733.22																																																																																																																		
Total	37	1275.24	0.00																																																																																																																	
Stock Tolva de finos																																																																																																																				
	7:00 p.m.	7:00 a.m.																																																																																																																		
Tolvas (*)	TMH	TMH																																																																																																																		
Nº1		600																																																																																																																		
Nº2		600																																																																																																																		
TOTAL	0	1200																																																																																																																		
<table border="1"> <tr> <td>Mineral Transportado 06.00 a.m.</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Nº Viajes</td> <td></td> </tr> </table>			Mineral Transportado 06.00 a.m.		Nº Viajes		<table border="1"> <tr> <td colspan="3">(*) valor referencial</td> </tr> <tr> <td>Fichas metálicas</td> <td>Día</td> <td>Acumulado</td> </tr> <tr> <td>(Chancado)</td> <td></td> <td></td> </tr> </table>			(*) valor referencial			Fichas metálicas	Día	Acumulado	(Chancado)																																																																																																				
Mineral Transportado 06.00 a.m.																																																																																																																				
Nº Viajes																																																																																																																				
(*) valor referencial																																																																																																																				
Fichas metálicas	Día	Acumulado																																																																																																																		
(Chancado)																																																																																																																				
<table border="1"> <tr> <td colspan="4">Datos Operativos del : domingo, 20 de marzo del 2016</td> </tr> <tr> <td>OPERACIÓN</td> <td>GUARDIA A</td> <td>GUARDIA B</td> <td>Total</td> </tr> <tr> <td>Mineral Tratado (TMH)</td> <td>970.90</td> <td>869.75</td> <td>1840.65</td> </tr> <tr> <td>% H2O</td> <td>4.25</td> <td>3.95</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Mineral Tratado (TMS)</td> <td>929.64</td> <td>835.39</td> <td>1765.03</td> </tr> <tr> <td>ACUMULADO TRATADO MES</td> <td>30486.02</td> <td></td> <td></td> </tr> </table>			Datos Operativos del : domingo, 20 de marzo del 2016				OPERACIÓN	GUARDIA A	GUARDIA B	Total	Mineral Tratado (TMH)	970.90	869.75	1840.65	% H2O	4.25	3.95		Mineral Tratado (TMS)	929.64	835.39	1765.03	ACUMULADO TRATADO MES	30486.02			<table border="1"> <tr> <td colspan="3">4</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Tonelaje a las 6:00 am</td> </tr> <tr> <td></td> <td>TMH/Hr</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>486.60</td> <td>81.10</td> </tr> </table>			4			Tonelaje a las 6:00 am				TMH/Hr			486.60	81.10																																																																											
Datos Operativos del : domingo, 20 de marzo del 2016																																																																																																																				
OPERACIÓN	GUARDIA A	GUARDIA B	Total																																																																																																																	
Mineral Tratado (TMH)	970.90	869.75	1840.65																																																																																																																	
% H2O	4.25	3.95																																																																																																																		
Mineral Tratado (TMS)	929.64	835.39	1765.03																																																																																																																	
ACUMULADO TRATADO MES	30486.02																																																																																																																			
4																																																																																																																				
Tonelaje a las 6:00 am																																																																																																																				
	TMH/Hr																																																																																																																			
	486.60	81.10																																																																																																																		
<table border="1"> <tr> <td>Alimento Molino 9x8</td> <td>11.24</td> <td>9.47</td> </tr> <tr> <td>Cabeza de Flotacion</td> <td>10.19</td> <td>8.97</td> </tr> <tr> <td>Concentrado (g/TM)</td> <td>87.49</td> <td>88.96</td> </tr> <tr> <td>Relave de Flotación (g/TM)</td> <td>0.291</td> <td>0.271</td> </tr> <tr> <td>Lectura de Flujom. Concentr. (Bomba 19)</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Toneladas Concentrado™ (calculado leyes)</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Feed Agitador 1</td> <td>14.370</td> <td>15.900</td> </tr> <tr> <td>Relave de Cianuración Sólido (g/TM)</td> <td>4.122</td> <td>4.421</td> </tr> <tr> <td>Relave de Cianuración Líquido (g/m3)</td> <td>0.170</td> <td>0.177</td> </tr> <tr> <td>Toneladas Concentrado E-5 (FLUJOMETRO)</td> <td>107.86</td> <td>118.25</td> </tr> <tr> <td>™ Solidos descarga E-5 (ton/guardia)</td> <td>107.86</td> <td>118.25</td> </tr> <tr> <td>Flujo del Merrill Crowe (m3/guardia)</td> <td>1,041.13</td> <td>1,067.62</td> </tr> <tr> <td>Solución Rica (g/m3)</td> <td>8.24</td> <td>7.57</td> </tr> <tr> <td>Solución Barren (g/m3)</td> <td>0.02</td> <td>0.02</td> </tr> <tr> <td>Finos de Au (g)</td> <td>8,558.09</td> <td>8,113.91</td> </tr> <tr> <td>Total de Finos Producidos (g)</td> <td>16,672.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Finos de Au Acumulados (g)</td> <td>323456.62</td> <td></td> </tr> <tr> <td>PROGRAMADO</td> <td>507,180.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>CUMPLIMIENTO %</td> <td>63.78</td> <td>FALTA</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>36.22</td> </tr> </table>			Alimento Molino 9x8	11.24	9.47	Cabeza de Flotacion	10.19	8.97	Concentrado (g/TM)	87.49	88.96	Relave de Flotación (g/TM)	0.291	0.271	Lectura de Flujom. Concentr. (Bomba 19)			Toneladas Concentrado™ (calculado leyes)			Feed Agitador 1	14.370	15.900	Relave de Cianuración Sólido (g/TM)	4.122	4.421	Relave de Cianuración Líquido (g/m3)	0.170	0.177	Toneladas Concentrado E-5 (FLUJOMETRO)	107.86	118.25	™ Solidos descarga E-5 (ton/guardia)	107.86	118.25	Flujo del Merrill Crowe (m3/guardia)	1,041.13	1,067.62	Solución Rica (g/m3)	8.24	7.57	Solución Barren (g/m3)	0.02	0.02	Finos de Au (g)	8,558.09	8,113.91	Total de Finos Producidos (g)	16,672.00		Finos de Au Acumulados (g)	323456.62		PROGRAMADO	507,180.00		CUMPLIMIENTO %	63.78	FALTA			36.22	<table border="1"> <tr> <td colspan="3">Leyes promedio 6:00 a.m. Merrill</td> </tr> <tr> <td>pH Guardia A</td> <td>Sol. Rica</td> <td>8.18</td> </tr> <tr> <td>pH Guardia B</td> <td>Sol. Barren</td> <td>0.02</td> </tr> <tr> <td>%M-200=</td> <td>E-5</td> <td></td> </tr> <tr> <td>pH</td> <td>Caudal (m3/hr)</td> <td>85.00</td> </tr> <tr> <td>%M-200(INV.MET.)</td> <td>Filtros</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Filt. Clarif.(Siemens)</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Filtro Clarificador JW1 1</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Filtro Clarificador JW1 2</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Presion en los Filtros</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Clarificador</td> <td>65.72 PSI</td> </tr> <tr> <td></td> <td>Precipitador</td> <td>42.70 PSI</td> </tr> <tr> <td></td> <td>Finos las 6:00 a.m.</td> <td>4294.69 Gramos</td> </tr> <tr> <td></td> <td>Nivel Torre Vacío (%)</td> <td>30.45%</td> </tr> </table>			Leyes promedio 6:00 a.m. Merrill			pH Guardia A	Sol. Rica	8.18	pH Guardia B	Sol. Barren	0.02	%M-200=	E-5		pH	Caudal (m3/hr)	85.00	%M-200(INV.MET.)	Filtros			Filt. Clarif.(Siemens)			Filtro Clarificador JW1 1			Filtro Clarificador JW1 2			Presion en los Filtros			Clarificador	65.72 PSI		Precipitador	42.70 PSI		Finos las 6:00 a.m.	4294.69 Gramos		Nivel Torre Vacío (%)	30.45%									
Alimento Molino 9x8	11.24	9.47																																																																																																																		
Cabeza de Flotacion	10.19	8.97																																																																																																																		
Concentrado (g/TM)	87.49	88.96																																																																																																																		
Relave de Flotación (g/TM)	0.291	0.271																																																																																																																		
Lectura de Flujom. Concentr. (Bomba 19)																																																																																																																				
Toneladas Concentrado™ (calculado leyes)																																																																																																																				
Feed Agitador 1	14.370	15.900																																																																																																																		
Relave de Cianuración Sólido (g/TM)	4.122	4.421																																																																																																																		
Relave de Cianuración Líquido (g/m3)	0.170	0.177																																																																																																																		
Toneladas Concentrado E-5 (FLUJOMETRO)	107.86	118.25																																																																																																																		
™ Solidos descarga E-5 (ton/guardia)	107.86	118.25																																																																																																																		
Flujo del Merrill Crowe (m3/guardia)	1,041.13	1,067.62																																																																																																																		
Solución Rica (g/m3)	8.24	7.57																																																																																																																		
Solución Barren (g/m3)	0.02	0.02																																																																																																																		
Finos de Au (g)	8,558.09	8,113.91																																																																																																																		
Total de Finos Producidos (g)	16,672.00																																																																																																																			
Finos de Au Acumulados (g)	323456.62																																																																																																																			
PROGRAMADO	507,180.00																																																																																																																			
CUMPLIMIENTO %	63.78	FALTA																																																																																																																		
		36.22																																																																																																																		
Leyes promedio 6:00 a.m. Merrill																																																																																																																				
pH Guardia A	Sol. Rica	8.18																																																																																																																		
pH Guardia B	Sol. Barren	0.02																																																																																																																		
%M-200=	E-5																																																																																																																			
pH	Caudal (m3/hr)	85.00																																																																																																																		
%M-200(INV.MET.)	Filtros																																																																																																																			
	Filt. Clarif.(Siemens)																																																																																																																			
	Filtro Clarificador JW1 1																																																																																																																			
	Filtro Clarificador JW1 2																																																																																																																			
	Presion en los Filtros																																																																																																																			
	Clarificador	65.72 PSI																																																																																																																		
	Precipitador	42.70 PSI																																																																																																																		
	Finos las 6:00 a.m.	4294.69 Gramos																																																																																																																		
	Nivel Torre Vacío (%)	30.45%																																																																																																																		
<table border="1"> <tr> <td>Molino 5x10 N°1</td> <td>% CN</td> <td>pH</td> <td>densidad gr/lt</td> <td>Caudal de cianuro</td> </tr> <tr> <td></td> <td>0.470</td> <td>12.24</td> <td>2220</td> <td>580</td> </tr> <tr> <td>Molino 5x10 N°2</td> <td>0.540</td> <td>12.36</td> <td>2340</td> <td>1990</td> </tr> <tr> <td>Agitador 1</td> <td>0.250</td> <td>12.24</td> <td>1340</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Agitador 4</td> <td>0.212</td> <td>12.06</td> <td>1320</td> <td></td> </tr> <tr> <td>%M-400=</td> <td>98.61</td> <td>(A)</td> <td></td> <td></td> </tr> </table>			Molino 5x10 N°1	% CN	pH	densidad gr/lt	Caudal de cianuro		0.470	12.24	2220	580	Molino 5x10 N°2	0.540	12.36	2340	1990	Agitador 1	0.250	12.24	1340		Agitador 4	0.212	12.06	1320		%M-400=	98.61	(A)			<table border="1"> <tr> <td colspan="3">8</td> </tr> <tr> <td colspan="3">Dique Principal (hrs)</td> </tr> <tr> <td>Acopio (hrs)</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Via Libre (hrs)</td> <td>190.50</td> <td></td> </tr> <tr> <td>RH(hr)</td> <td>289.50</td> <td></td> </tr> <tr> <td>TOTAL (Hr)</td> <td>480.00</td> <td></td> </tr> </table>			8			Dique Principal (hrs)			Acopio (hrs)			Via Libre (hrs)	190.50		RH(hr)	289.50		TOTAL (Hr)	480.00																																																																
Molino 5x10 N°1	% CN	pH	densidad gr/lt	Caudal de cianuro																																																																																																																
	0.470	12.24	2220	580																																																																																																																
Molino 5x10 N°2	0.540	12.36	2340	1990																																																																																																																
Agitador 1	0.250	12.24	1340																																																																																																																	
Agitador 4	0.212	12.06	1320																																																																																																																	
%M-400=	98.61	(A)																																																																																																																		
8																																																																																																																				
Dique Principal (hrs)																																																																																																																				
Acopio (hrs)																																																																																																																				
Via Libre (hrs)	190.50																																																																																																																			
RH(hr)	289.50																																																																																																																			
TOTAL (Hr)	480.00																																																																																																																			
<table border="1"> <tr> <td>Cancha 3 (hrs)</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Cancha 4 (hrs)</td> <td>0.00</td> </tr> <tr> <td>TOTAL (Hr)</td> <td>480.00</td> </tr> </table>			Cancha 3 (hrs)	480.00	Cancha 4 (hrs)	0.00	TOTAL (Hr)	480.00	<table border="1"> <tr> <td colspan="3">9</td> </tr> <tr> <td colspan="3">TMS</td> </tr> <tr> <td>% Solidos</td> <td>Densidad</td> <td>G.E.</td> </tr> <tr> <td></td> <td>m3 pulpa</td> <td>m3 Solucion</td> </tr> <tr> <td>226.11</td> <td>1340</td> <td>4.3</td> </tr> <tr> <td>33.06</td> <td>510.37</td> <td>457.79</td> </tr> <tr> <td colspan="3">A-1</td> </tr> <tr> <td>226.11</td> <td>1360</td> <td>4.3</td> </tr> <tr> <td>34.49</td> <td>482.02</td> <td>429.43</td> </tr> <tr> <td>Ratio:</td> <td>7.81</td> <td></td> </tr> </table>			9			TMS			% Solidos	Densidad	G.E.		m3 pulpa	m3 Solucion	226.11	1340	4.3	33.06	510.37	457.79	A-1			226.11	1360	4.3	34.49	482.02	429.43	Ratio:	7.81																																																																												
Cancha 3 (hrs)	480.00																																																																																																																			
Cancha 4 (hrs)	0.00																																																																																																																			
TOTAL (Hr)	480.00																																																																																																																			
9																																																																																																																				
TMS																																																																																																																				
% Solidos	Densidad	G.E.																																																																																																																		
	m3 pulpa	m3 Solucion																																																																																																																		
226.11	1340	4.3																																																																																																																		
33.06	510.37	457.79																																																																																																																		
A-1																																																																																																																				
226.11	1360	4.3																																																																																																																		
34.49	482.02	429.43																																																																																																																		
Ratio:	7.81																																																																																																																			
<table border="1"> <tr> <td colspan="4">10</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Horas - Operación</td> </tr> <tr> <td></td> <td>Hora - día</td> <td colspan="2">Horas acumuladas</td> </tr> <tr> <td>Descripción</td> <td>Programado</td> <td>Realizado</td> <td>% Cumplim.</td> </tr> <tr> <td>Bolas (Molienda)</td> <td>(Kg/TMS)</td> <td>0.80</td> <td>0.6823</td> </tr> <tr> <td>Bolas (Remolienda)</td> <td>(Kg/TM Conc.)</td> <td>1.53</td> <td>1.1001</td> </tr> <tr> <td>Xantato (Z - 6)</td> <td>(Kg/TMS)</td> <td>0.033</td> <td>0.0302</td> </tr> <tr> <td>Espumante (MT - 346)</td> <td>(Kg/TMS)</td> <td>0.032</td> <td>0.0231</td> </tr> <tr> <td>Cianuro de Sodio</td> <td>(Kg/TM Conc.)</td> <td>3.81</td> <td>3.5945</td> </tr> <tr> <td>Nalco 5596 Strip (Planta)</td> <td>(g/TM Conc.)</td> <td>0.06</td> <td>0.0000</td> </tr> <tr> <td>Celite</td> <td>(g/TM Conc.)</td> <td>0.13</td> <td>0.1582</td> </tr> <tr> <td>Polvo de Zinc</td> <td>(Kg Zn/Kg Au)</td> <td>1.65</td> <td>1.6571</td> </tr> <tr> <td>Cal Viva</td> <td>(Kg/TM Conc.)</td> <td>2.85</td> <td>1.9606</td> </tr> <tr> <td>Chemlock (Espesador-1)</td> <td>(g/TM Conc.)</td> <td>23.79</td> <td>27.2307</td> </tr> <tr> <td>Floculante PHP-40</td> <td>(g/TM Conc.)</td> <td>15.00</td> <td>0.0012</td> </tr> <tr> <td>Sulfato de Cobre (Flotacion)</td> <td>(g/TMS)</td> <td>26.00</td> <td>18.7484</td> </tr> <tr> <td>Aeroprothomer 404</td> <td>(Kg/TMS)</td> <td>0.026</td> <td>0.0108</td> </tr> <tr> <td>Peróxido de Hidrógeno</td> <td>(g/TM Conc.)</td> <td>0.06</td> <td>0.0000</td> </tr> </table>			10				Horas - Operación					Hora - día	Horas acumuladas		Descripción	Programado	Realizado	% Cumplim.	Bolas (Molienda)	(Kg/TMS)	0.80	0.6823	Bolas (Remolienda)	(Kg/TM Conc.)	1.53	1.1001	Xantato (Z - 6)	(Kg/TMS)	0.033	0.0302	Espumante (MT - 346)	(Kg/TMS)	0.032	0.0231	Cianuro de Sodio	(Kg/TM Conc.)	3.81	3.5945	Nalco 5596 Strip (Planta)	(g/TM Conc.)	0.06	0.0000	Celite	(g/TM Conc.)	0.13	0.1582	Polvo de Zinc	(Kg Zn/Kg Au)	1.65	1.6571	Cal Viva	(Kg/TM Conc.)	2.85	1.9606	Chemlock (Espesador-1)	(g/TM Conc.)	23.79	27.2307	Floculante PHP-40	(g/TM Conc.)	15.00	0.0012	Sulfato de Cobre (Flotacion)	(g/TMS)	26.00	18.7484	Aeroprothomer 404	(Kg/TMS)	0.026	0.0108	Peróxido de Hidrógeno	(g/TM Conc.)	0.06	0.0000	<table border="1"> <tr> <td>Chancado</td> <td>22.50</td> <td>392.00</td> </tr> <tr> <td>Molino 9 x 8 N° 1</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Molino 9 x 8 N° 2</td> <td>21.50</td> <td>477.50</td> </tr> <tr> <td>Molino 5 x 5 N° 1</td> <td>0.00</td> <td>0.00</td> </tr> <tr> <td>Molino 5 x 5 N° 2</td> <td>0.00</td> <td>0.00</td> </tr> <tr> <td>Molino 6 x 6</td> <td>0.00</td> <td>0.00</td> </tr> <tr> <td>Celdas WEMCO</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Filtro 9 x 6</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Agitadores</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Espesadores</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Molino 5 x 10 N° 1</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Molino 5 x 10 N° 2</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> <tr> <td>Merrill Crowe</td> <td>24.00</td> <td>480.00</td> </tr> </table>			Chancado	22.50	392.00	Molino 9 x 8 N° 1	24.00	480.00	Molino 9 x 8 N° 2	21.50	477.50	Molino 5 x 5 N° 1	0.00	0.00	Molino 5 x 5 N° 2	0.00	0.00	Molino 6 x 6	0.00	0.00	Celdas WEMCO	24.00	480.00	Filtro 9 x 6	24.00	480.00	Agitadores	24.00	480.00	Espesadores	24.00	480.00	Molino 5 x 10 N° 1	24.00	480.00	Molino 5 x 10 N° 2	24.00	480.00	Merrill Crowe	24.00	480.00
10																																																																																																																				
Horas - Operación																																																																																																																				
	Hora - día	Horas acumuladas																																																																																																																		
Descripción	Programado	Realizado	% Cumplim.																																																																																																																	
Bolas (Molienda)	(Kg/TMS)	0.80	0.6823																																																																																																																	
Bolas (Remolienda)	(Kg/TM Conc.)	1.53	1.1001																																																																																																																	
Xantato (Z - 6)	(Kg/TMS)	0.033	0.0302																																																																																																																	
Espumante (MT - 346)	(Kg/TMS)	0.032	0.0231																																																																																																																	
Cianuro de Sodio	(Kg/TM Conc.)	3.81	3.5945																																																																																																																	
Nalco 5596 Strip (Planta)	(g/TM Conc.)	0.06	0.0000																																																																																																																	
Celite	(g/TM Conc.)	0.13	0.1582																																																																																																																	
Polvo de Zinc	(Kg Zn/Kg Au)	1.65	1.6571																																																																																																																	
Cal Viva	(Kg/TM Conc.)	2.85	1.9606																																																																																																																	
Chemlock (Espesador-1)	(g/TM Conc.)	23.79	27.2307																																																																																																																	
Floculante PHP-40	(g/TM Conc.)	15.00	0.0012																																																																																																																	
Sulfato de Cobre (Flotacion)	(g/TMS)	26.00	18.7484																																																																																																																	
Aeroprothomer 404	(Kg/TMS)	0.026	0.0108																																																																																																																	
Peróxido de Hidrógeno	(g/TM Conc.)	0.06	0.0000																																																																																																																	
Chancado	22.50	392.00																																																																																																																		
Molino 9 x 8 N° 1	24.00	480.00																																																																																																																		
Molino 9 x 8 N° 2	21.50	477.50																																																																																																																		
Molino 5 x 5 N° 1	0.00	0.00																																																																																																																		
Molino 5 x 5 N° 2	0.00	0.00																																																																																																																		
Molino 6 x 6	0.00	0.00																																																																																																																		
Celdas WEMCO	24.00	480.00																																																																																																																		
Filtro 9 x 6	24.00	480.00																																																																																																																		
Agitadores	24.00	480.00																																																																																																																		
Espesadores	24.00	480.00																																																																																																																		
Molino 5 x 10 N° 1	24.00	480.00																																																																																																																		
Molino 5 x 10 N° 2	24.00	480.00																																																																																																																		
Merrill Crowe	24.00	480.00																																																																																																																		

HOJA DIARIO DE REPORTE DE OPERACIÓN PLANTA			
1			2
	Nro. Viajes	TMH	Ley
Guardia A	24	734.02	
Guardia B	49	1447.00	
Total	73	2181.02	0.00
Mineral Transportado 06.00 a.m.	245.07		
N° Viajes	7		
Datos Operativos del : jueves, 03 de marzo del 2016			
OPERACIÓN	GUARDIA A	GUARDIA B	Total
Mineral Tratado (TMH)	951.60	925.50	1877.10
% H2O	4.19	4.10	
Mineral Tratado (TMS)	911.73	887.55	1799.28
ACUMULADO TRATADO MES	32332.80		
Alimento Molino 9x8	11.25	9.15	
Cabeza de Flotacion	8.72	8.53	
Concentrado (g/TM)	87.81	79.78	
Relave de Flotación (g/TM)	0.299	0.302	
Lectura de Flujom. Concentr. (Bomba 19)			
Toneladas Concentrado TM (calculado leyes)			
Feed Agitador 1	9.510	11.150	
Relave de Cianuración Sólido (g/TM)	5.015	4.199	
Relave de Cianuración Líquido (g/m3)	0.160	0.210	
Toneladas Concentrado E-5 (FLUJOMETRO)	112.05	114.10	
TM Solidos descarga E-5 (ton/guardia)			
Flujo del Merrill Crowe (m3/guardia)	1,007.62	1,023.13	
Solución Rica (g/m3)	7.43	7.56	
Solución Barren (g/m3)	0.02	0.02	
Finos de Au (g)	7,476.54	7,734.86	
Total de Finos Producidos (g)	15,211.40		
Finos de Au Acumulados (g)	46843.33		
PROGRAMADO	507,180.00		
CUMPLIMIENTO %	9.24	FALTA	
		90.76	
Dique Principal (hrs)			
Acopio (hrs)			
Via Libre (hrs)	22.75		
RH(hr)	49.25		
TOTAL (Hr)	72.00		
8			
Cancha 3 (hrs)	72.00		
Cancha 4 (hrs)			
TOTAL (Hr)	72.00		
9			
Descripción	Programado	Realizado	% Cumplim.
Bolas (Molienda)	0.80	0.7621	95.26
Bolas (Remolienda)	1.53	1.7080	111.64
Xantato (Z - 6)	0.033	0.0245	74.37
Espumante (MT - 346)	0.032	0.0231	72.14
Cianuro de Sodio	3.81	3.6403	95.55
Nalco 5596 Strip (Planta)	0.06	0.0437	72.81
Celite	0.13	0.1645	126.57
Polvo de Zinc	1.65	2.0707	125.50
Cal Viva	2.85	2.0386	71.53
Chemlock (Espesador-1)	23.79	32.0345	134.66
Floculante PHP-40	15.00	0.0008	0.01
Sulfato de Cobre (Flotacion)	26.00	18.5922	71.51
Aeropromother 404	0.026	0.0112	42.91
Peróxido de Hidrógeno	0.06	0.0000	0.00
10			
Horas - Operación	Hora - día	Horas acumuladas:	
Chancado	20.00	61.50	
Molino 9 x 8 N° 1	24.00	72.00	
Molino 9 x 8 N° 2	24.00	72.00	
Molino 5 x 5 N° 1	0.00	0.00	
Molino 5 x 5 N° 2	0.00	0.00	
Molino 6 x 6	0.00	0.00	
Celdas WEMCO	24.00	72.00	
Filtro 9 x 6	24.00	72.00	
Agitadores	24.00	72.00	
Espesadores	24.00	72.00	
Molino 5 x 10 N° 1	24.00	72.00	
Molino 5 x 10 N° 2	24.00	72.00	
Merrill Crowe	24.00	72.00	
10			
Stock Tolva de finos	7:00 p.m.	7:00 a.m.	
Tolvas (*)	TMH	TMH	
N°1		600	
N°2		600	
TOTAL	0	1200	
(*) valor referencial			
Fichas metálicas	Día	Acumulado	
(Chancado)			
4			
Tonelaje a las 6:30 am			
	TMH/Hr		
	487.05	81.18	
Leyes promedio 6:00 a.m. Merrill			
pH Guardia A	Sol. Rica	7.26	
pH Guardia B	Sol. Barren	0.02	
%M-200=	E-5		
pH	Caudal (m3/hr)	83.78	
%M-200(INV.MET.)	Filtros		
	Filt. Clarif.(Siemens)		
	Filtro Clarificador JW1 1		
	Filtro Clarificador JW1 2		
	Presion en los Filtros	Clarificador	53.90 PSI
		Precipitador	41.95 PSI
	Finos las 6:00 a.m.	4340.14	Gramos
	Nivel Torre Vacio (%)	31.90%	
	% CN	pH	densidad gr/lit
			Caudal de cianuro
Molino 5x10 N°1	0.410	12.18	2210
Molino 5x10 N°2	0.500	12.26	2380
Agitador 1	0.260	12.21	1360
Agitador 4	0.219	11.94	1380
%M-400=	97.20	(A)	
	TMS	Densidad	G.E.
	% Solidos	m3 pulpa	m3 Solucion
	226.15	1360	4.3
	34.49	482.10	429.51
	226.15	1380	4.3
	35.88	456.73	404.14
	Ratio:	7.96	
			A-1
			A-4

HOJA DIARIO DE REPORTE DE OPERACIÓN PLANTA										
1					2					
					Stock Tolva de finos					
					7:00 p.m.		7:00 a.m.			
					Tolvas (*)		TMH		TMH	
					Nº1		500		500	
					Nº2		500		500	
					TOTAL		0		1000	
					(*) valor referencial					
					Fichas metálicas		Dia		Acumulado	
					(Chancado)					
					4					
					Tonelaje a las 6:30 am					
							TMH/Hr			
					512.85		80.10		82.80	
					Leyes promedio 6:00 a.m. Merrill					
					pH Guardia A		Sol. Rica		7.61	
					pH Guardia B		Sol. Barren		0.02	
					%M-200=		E-5		9.23	
					pH		Caudal (m3/hr)		87.00	
					%M-200(INV.MET.)		Filtros			
							Filt. Clarif.(Siemens)			
							Filtro Clarificador JW1 1			
							Filtro Clarificador JW1 2			
							Presion en los Filtros		Clarificador 43.73 PSI	
							Precipitador		45.30 PSI	
							Finos las 6:00 a.m.		4196.85 Gramos	
							Nivel Torre Vacio (%)		33.31%	
							% CN		pH	
							densidad gr/lit		Caudal de cianur	
					Molino 5x10 N°1		0.460		12.18	
					Molino 5x10 N°2		0.480		12.23	
					Agitador 1		0.260		12.16	
					Agitador 4		0.230		11.87	
					%M-400=				(A)	
							TMS		Densidad	
							% Solidos		m3 pulpa	
							228.34		1390	
							36.56		449.33	
							228.34		1360	
							34.49		486.77	
							Ratio:		7.87	
					8					
					Dique Principal (hrs)					
					Acopio (hrs)					
					Via Libre (hrs)					
					RH(hr)					
					TOTAL (Hr)					
					9					
					Cancha 3 (hrs)					
					Cancha 4 (hrs)					
					TOTAL (Hr)					
					10					
					Horas - Operación			Hora - día		Horas acumuladas
					Descripción		Programado	Realizado	% Cumplim.	Chancado
					Bolas (Molienda)		0.80	0.6762	84.52	21.50
					Bolas (Remolienda)		1.53	1.1128	72.73	24.00
					Xantato (Z - 6)		0.033	0.0286	86.77	24.00
					Espumante (MT - 346)		0.032	0.0231	72.14	0.00
					Cianuro de Sodio		3.81	3.4847	91.46	0.00
					Nalco 5596 Strip (Planta)		0.06	0.0000	0.00	24.00
					Celite		0.13	0.1570	120.74	360.00
					Polvo de Zinc		1.65	1.7052	103.35	24.00
					Cal Viva		2.85	1.7570	61.65	24.00
					Chemlock (Espesador-1)		23.79	26.3548	110.78	24.00
					Floclante PHP-40		15.00	0.0012	0.01	24.00
					Sulfato de Cobre (Flotacion)		26.00	16.1768	62.22	24.00
					Aeropromother 404		0.026	0.0107	41.19	360.00
					Peróxido de Hidrógeno		0.06	0.0000	0.00	360.00

CIRCUITO DE PLANTA BENEFICIO



Anexo 5: flow sheet

ABSTRACT

The Gold Mining company MARSA S.A., through its processing plant, has been developing the treatment of gold-bearing minerals, with gold grades ranging from 7 to 12 g/T, which mineral composition is complex, since it contains arsenopyrites minerals, with a high content of arsenic, constituting a latent problem, being the main cyanide in the leaching process, due to their high consumption of cyanide and high production costs. That is the reason why the investigation was carried out and entitled: " pH OPTIMIZATION IN GOLD CYANIDATION FROM ARSENOPYRIC MINERALS IN THE GOLD MINING COMPANY RETAMAS S.A." Being the main objective: "To optimize the pH in the gold cyanidation from arsenopyritic minerals". and as specific objectives: "To assess the of cyanide use according to pH"; "To assess the arsenic solubility according to pH"; "To determine the agitation time regarding the extraction". The experimental scientific research method was used. The methodology was by objectives. Mineral tests were done by the settler with a granulometry - m400 between 95-98%, and 0.25 NaCN concentration, at different pH (11, 12 and 12.5), varying the agitation times (24, 48 and 72 h) at 750 RPM. Aliquots of the sample were taken to control pH, cyanide, concentration percentage extraction; as well as the Mining tailings from each tests, they were sent to the chemical test. It was concluded that "working at high pH, leads to a lower of NaCN consumption; on the other hand: "By increasing the pH the dissolution of arsenic decreases significantly ". "Between 48 and 72 h leaching times favorable recoveries were obtained".

Key words: arsenic, agitation, cyanuration, pH.


Clara E. Muñillo Ticona
CELEN UNA - PUNO

XIV

4.2.11. Prueba de cianuración 72 horas N° 9: pH=12.5

CABEZA DE MUESTRA						Condiciones de agitación	
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Volumen Agua Total	cc
134.630	135.932	5.440	24.540	1.620	2.750	2333.33	cc
						% de Sólidos	30 %
						CN-	0.25 %
						Revoluciones	750 RPM

Condiciones Remolienda		
peso de Muestra	1000	g
Volumen Agua	500	cc
Tiempo de Remolienda	55	min
CN-	0.6	%
Cal	2.5	g

Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)
Agua	8.35	0.00	0.00	0.00

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.69	0.0350	21.78	0.89	50.82	2.08	31.19	0.76
1	12.42	0.2240	41.13	2.48	95.97	5.79	58.89	2.12
4	12.31	0.2320	48.34	8.90	112.79	20.77	69.22	7.61
8	12.25	0.2210	52.67	16.54	122.89	38.59	75.42	14.15
16	12.19	0.2160	61.00	25.34	142.33	59.13	87.34	21.67
24	12.31	0.2070	63.10	41.70	147.23	97.30	90.35	35.66
36	12.20	0.2160	63.50	49.39	148.16	115.24	90.92	42.24
48	12.08	0.2460	64.10	49.56	149.56	115.64	91.78	42.38
60	12.19	0.2220	64.15	57.51	149.68	134.19	91.86	49.18
72	12.05	0.2640	62.70	59.07	146.30	137.83	89.78	50.52

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/K)	64.15	59.07
Relave Final de Cianuración (g/l)	13.27	1.35

	Au (g/T)	As (g/T)	Fe (%)	Ag (%)
Relave Final	13.27	5.30	13.83	1.35

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 9.39 Kg/T

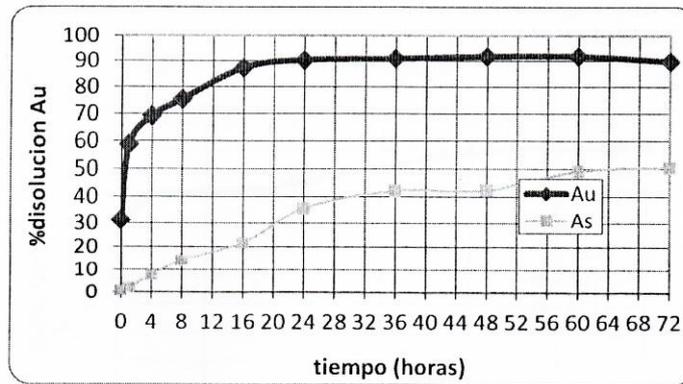


Figura 4.24 curvas de disolución Au-As en un pH 12.5

*Fernán Taya H.
Analista Instrumental
45 117147*

DATOS DE LAS 9 PRUEBAS REALIZADAS DE CIANURACION

4.2.1. Prueba de cianuración 24 horas N° 1: pH=11.0

CABEZA DE MUESTRA					
Au(g/TM)	Ag(g/TM)	As (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
101.800	52.950	2.700	22.560	1.060	1.910

Condiciones de agitación		
Volumen Agua Total	2333.33	cc
% de Sólidos	30	%
CN-	0.25	%
Revoluciones	750	RPM

Condiciones Remolienda		
peso de Muestra	1000	g
Volumen Agua	500	cc
Tiempo de Remolienda	55	min
CN-	0.6	%
Cal	0.5	g

Muestra	pH	%CN	Au(mg/l)	As(mg/l)
Agua	8.37	0.00	0.00	0.00

Registro de parametros de la prueba

Tiempo (hr)	pH	%CN	ENSAYE (mg/l)		CONTENIDO		% EXTRACCION	
			Au	As	Au	As	Au	As
0	11.18	0.0270	16.46	0.51	38.41	1.19	38.72	0.16
1	11.31	0.2160	29.49	3.68	68.81	8.59	69.37	1.12
4	11.27	0.2150	30.88	29.15	72.05	68.02	72.64	8.86
8	11.17	0.1980	32.39	50.22	75.58	117.18	76.19	15.27
16	11.01	0.2450	38.03	82.98	88.74	193.62	89.45	25.24
24	11.00	0.1620	39.11	152.25	91.26	355.24	91.99	46.30

	Au	As
Solucion de Cianuración (mg/lt)	39.11	152.25
Relave Final de Cianuración (g/t)	7.94	4.12

Muestra	Au (g/t)	As (g/t)	Fe (%)	Ag (%)
Relave Final	7.94	3.24	24.97	4.12

Se observa en la figura la disolución del Au y As, donde se llega a tener una ratio de consumo en NaCN 8.36 Kg/T

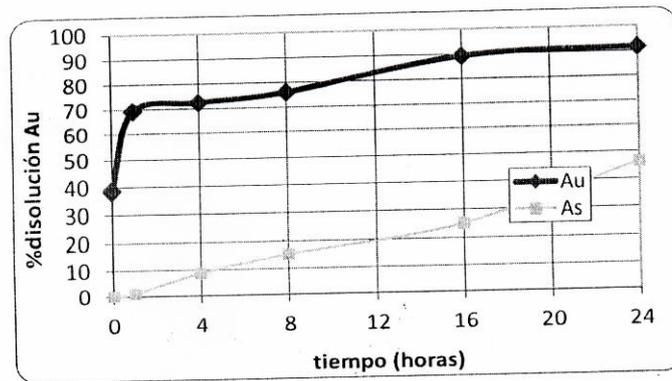


Figura 4.2-1 curvas de disolución Au-As en un pH

*Fernán Taya H.
Analista Instrumental
45414147*



CERTIFICADO DE TRABAJO

Lima, 15 Julio del 2017

La empresa CONFIPETROL ANDINA S.A. con RUC No 20357259976 certifica que el Sr. **TAYPE HUAMAN FERMIN**, identificado con D.N.I. N° 45414147, laboró en nuestra empresa en el siguiente periodo:

Del 12 de Octubre del 2016 al 15 de julio del 2017 en el cargo de **ANALISTA DE LABORATORIO**, en el área de Laboratorio Químico en la unidad minera Marsa, demostrando responsabilidad, eficiencia y dedicación en las labores encomendadas.

Se expide el presente certificado para los fines que el interesado crea correspondiente.

~~CONFIPETROL ANDINA S.A.~~
~~Ing. Aldo Rivera Obispo~~
~~JEFE DE TALENTO HUMANO~~
~~SERVICIO MARSA~~