Universidad Nacional de Ingeniería

Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica

TESIS

Diseño de experimento para la optimización de reactivos en pruebas de oxidación intensiva y lixiviación en concentrados de alta ley de oro

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Raul Eder Mamani Machaca

0000-0002-0187-1444

Asesor

Dr. Santiago Gualberto Valverde Espinoza

0000-0003-0337-529X

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Mamani Machaca [1]
Referencia/Reference Estilo/Style: IEEE (2020)	[1] R. Mamani Machaca, *"Diseño de experimento para la optimización de reactivos en pruebas de oxidación intensiva y lixiviación en concentrados de alta ley de oro*" [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.

Citar/How to cite	(Mamani, 2024)
Referencia/Reference Estilo/Style: APA (7ma ed.)	Mamani, R. (2024). *Diseño de experimento para la optimización de reactivos en pruebas de oxidación intensiva y lixiviación en concentrados de alta ley de oro*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.

Dedicatoria

La presente tesis de pregrado lo dedico a mis padres, por la confianza incondicional y por enseñarme que con esfuerzo y dedicación todo es posible.

Agradecimientos

Quiero agradecer a la Compañía, por abrirme sus puertas y brindarme las herramientas necesarias para realizar este trabajo. A todos los colaboradores y directivos que me apoyaron, les estoy eternamente agradecido.

Resumen

El presente trabajo de investigación se ha realizado en una planta concentradora de oro, el cual tiene como objetivo la evaluación metalúrgica de los parámetros que interviene en el proceso de cianuración de los concentrados jigs y flash, concentrado gravimétrico y flotación respectivamente, para poder solucionar el problema de la alta variación de la variabilidad en la planta concentradora y su baja eficiencia de recuperación en la cinética de disolución del oro.

Para dar una solución se realizó diseño de experimentos para evaluar y optimizar los parámetros que influyen en el proceso de cianuración en la cinética de disolución del oro, para que en forma eficaz poder aumentar la eficiencia de la cinética de disolución del oro y obtener una baja variación de la variabilidad en él % recuperación del oro.

La primera etapa consiste en realizar un diseño de experimentos con los parámetros de planta y poder determinar la optimización en la recuperación del oro, teniendo como variables controlables la fuerza de cianuración ($NaCN^-$) (Dilución del oro) y el consumo de nitrato de pomo $Pb(NO_3)_2$ (Agente oxidante) y el grado de liberación que será una variable constante, es decir es el mismo parámetro en que se trabajar en planta, el cual es de (98% - M400). Se realizo un diseño experimenta (Modelo Hexagonal) con una prueba en blanco con los mismos parámetros según se trabaja en la Planta concentradora, por lo cual fue un total de 9 pruebas.

Con este proyecto se busca determinar el comportamiento de los efectos de los parámetros en el proceso de cianuración y un pretratamiento (Oxidación con $Pb(NO_3)_2$, para luego optimizar y poder determinar cuáles son las dosificaciones de reactivos ideales, para así poder tener una mejor eficiencia de recuperación de oro en minerales refractarios de alto ley.

Palabras clave — Oxidación, cianuración, recuperación y optimización.

Abstract

The present research work has been carried out at a gold processing plant, aiming to evaluate the metallurgical parameters involved in the cyanidation process of jig and flash concentrates, gravity concentrate, and flotation, respectively. This is to address the problem of high variability and low recovery efficiency in the dissolution kinetics of gold at the processing plant.

To find a solution, an experimental design was conducted to evaluate and optimize the parameters influencing the cyanidation process in the dissolution kinetics of gold, aiming to effectively increase the efficiency of gold dissolution kinetics and achieve a low variation in gold recovery percentage.

The first stage involves conducting an experimental design with plant parameters to determine optimization in gold recovery. The controllable variables include the cyanidation strength ($NaCN^-$) (gold dilution) and the consumption of lead nitrate $Pb(NO_3)_2$ (oxidizing agent), with the degree of liberation being a constant variable, meaning it remains the same parameter as used in the plant, which is (98% - M400). An experimental design (Hexagonal Model) was performed with a blank test using the same parameters as used in the processing plant, totaling 9 tests.

This project aims to determine the behavior of the effects of the parameters in the cyanidation process and a pretreatment (oxidation with $Pb(NO_3)_2$) to optimize and determine the ideal reagent dosages. This will enable better recovery efficiency of gold in high-grade refractory minerals.

Keywords — Oxidation, cyanidation, recovery and optimization.

Tabla de Contenido

Pág.

Resumen v

Abstract vi

Introducción xv

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo 1

1.1 Generalidades 2

1.1.1 Ubicación 3

1.1.2 Acceso 4

1.2 Descripción de la problemática 4

1.3 Objetivos del estudio 5

1.3.1 Objetivo general 5

1.3.2 Objetivos específicos 5

1.4 Antecedentes de la investigación 6

1.4.1 Antecedente referencial 6

1.5 Hipótesis 6

1.5.1 Hipótesis general 6

1.5.2 Hipótesis especificas 6

1.6 Justificación de la Investigación 7

1.6.1 Tipo de investigación. 7

1.6.2 Marco metodológico del diseño experimental. 7

1.6.3 Clasificación y selección de los diseños experimentales. 7

Capitulo II. Marcos teórico y conceptual 10

2.1 Marco teórico 10

2.1.1 Minerales y menas de oro 10

2.1.2 Chancado 13

2.1.3 Molienda 15

2.1.4 Concentración por gravedad 16

2.1.5 Flotación 17
2.1.6 Cianuración....18
2.1.7 Decantación continua en contracorriente (CCD) 27
2.1.8 Procesamiento de minerales refractarios de oro 29
2.1.9 Carbón en pulpa (CIP) 30
2.2. Marco conceptual....34
2.2.1 Descripción del proceso....34
2.2.2 Planta piloto 43
2.2.3 Planta concentradora de oro (200 TMS)....46
2.2.4 Planta tratamiento de relaves....48
2.2.5 Diseño experimental 50
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación 63
3.1 Mineralogía por difracción de rayos X 63
3.1.1 Caracterización mineral en la Planta Concentradora de Oro....63
3.2 Equipos utilizados en Laboratorio Metalúrgico 65
3.3 Muestreo y preparación de muestra....65
3.4 Cálculo de tiempo de molienda para un 98% -M400 67
3.5 Pruebas de pretratamiento (Oxidación)....67
3.6 Pruebas de cianuración 68
3.6.1 Prueba de cianuración N°1 69
3.6.2 Prueba de cianuración N°2....70
3.6.3 Prueba de cianuración N°3 70
3.6.4 Prueba de cianuración N°4 71
3.6.5 Prueba de cianuración N°5 72
3.6.6 Prueba de cianuración N°6 72
3.6.7 Prueba de cianuración N°7 73
3.6.8 Prueba de cianuración N°8 74
3.6.9 Prueba de cianuración N°9....74

3.7. Resultados experimentales 75
3.8 Consumo de reactivos en proceso de dosificación de reactivos a nivel de Laboratorio Metalúrgico. 76
3.9 Resultados del diseño hexagonal con la plantilla decodificada 77
3.9.1 Coeficientes codificados 79
3.9.2 Análisis e interpretación 79
3.9.3 Resumen del modelo (R^2) 80
3.10 Ecuación de regresión en unidades no codificadas 81
3.10.1 Análisis e interpretación 81
3.11 Diagrama de Pareto de los efectos del (%) recuperación del oro por Diseño Hexagonal 81
3.11.1 Análisis e interpretación 82
3.12 Gráfica de los efectos principales para él % de recuperación del oro 82
3.12.1 Análisis e interpretación 83
3.13 Gráfica de contorno del %Re(Au) vs. Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, % 83
3.13.1 Análisis e interpretación 84
3.14 Grafica de superficie de % recuperación (Au) vs Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, % 84
3.14.1 Análisis e interpretación 85
3.15 Optimización del consumo de NaCN, % y Pb(NO3)2, Kg/Tn para obtener el máximo % Recuperación del oro. 85
3.15.1 Análisis e interpretación 85
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados 87
4.1 Resultados de las pruebas experimentales 87
4.1.1 Interpretación de los valores estadístico en % recuperación en la Planta concentradora de oro 87
4.2 Pruebas determinantes para proponer los nuevos parámetros en la Planta concentradora de oro. 89
Conclusiones 93

Recomendaciones 95

Referencias bibliográficas 96

Anexos 97

Lista de Tablas

Pág.

Tabla 1 : Plantilla del diseño del Modelo Hexagonal 9

Tabla 2 : Puntos de diseño o tratamientos 54

Tabla 3 : Efecto en las factoriales 2^k 60

Tabla 4 : Factores de control y de ruido en la producción de un concentrado de oro 61

Tabla 5 : Leyes de cabeza de las muestras 66

Tabla 6 : Porcentajes y ppm de metales en solución 67

Tabla 7 : Dosificación de Prueba de Cianuración N°1 a 0.50% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...69

Tabla 8 : Dosificación de Prueba de Cianuración N°2 a 0.43% NaCN - 6.73 g/t $Pb(NO_3)_2$ .70

Tabla 9 : Dosificación de Prueba de Cianuración N°3 a 0.28% NaCN - 6.73 g/t $Pb(NO_3)_2$..71

Tabla 10: Dosificación de Prueba de Cianuración N°4 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...71

Tabla 11: Dosificación de Prueba de Cianuración N°5 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...72

Tabla 12: Dosificación de Prueba de Cianuración N°6 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...73

Tabla 13: Dosificación de Prueba de Cianuración N°7 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...73

Tabla 14: Dosificación de Prueba de Cianuración N°8 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...74

Tabla 15: Dosificación de Prueba de Cianuración N°9 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$ ...75

Tabla 16: Lectura de metales.....76

Tabla 17: Resumen del modelo del (%) recuperación del oro por Diseño Hexagonal 80

Tabla 18: Pruebas realizadas a 0.43 de % NaCN y 6.73 Kg/Tn de $Pb(NO_3)_2$.....89

Tabla 19: Pruebas realizadas a 0.42% de NaCN y 5.71 Kg/Tn de $Pb(NO_3)_2$.....89

Lista de Figuras

Pág.

Figura 1 : Vista Panorámica de la Planta concentradora de oro 3

Figura 2 : Planta concentradora de oro 4

Figura 3 : Principales minerales portadores de Oro 10

Figura 4 : Diferentes Tipos de Oro Presentes en Minerales 12

Figura 5 : Distribución del Tamaño de Oro.....12

Figura 6 : Principales Tipos de Minerales de Oro.....13

Figura 7 : Trituradora de Quijada 14

Figura 8 : Trituradora Cónica 14

Figura 9 : Tipos de Molienda.....15

Figura 10: Celdas Convencionales de Flotación (Outotec), Principal Diferencia: Diseño de Impeler y Sistema de Aire (Forzado o Inducido) 18

Figura 11: Mecanismo de cianuración 20

Figura 12: Disolución del Oro en Función del Porcentaje de Oxígeno 23

Figura 13: Efecto de la Temperatura en la Disolución de Oro 24

Figura 14: Efecto del ion plomo en la disolución de oro en una solución de 0.1% NaCN (Fink y Putnam 1950).....25

Figura 15: Sistema Au-CN-H2O Diagrama Eh – pH.....27

Figura 16: Diagrama de Flujo de Una Planta de Cianuración de Oro – CCD 28

Figura 17: Comparación Entre Merrill – Crowe y Carbón Activado.....31

Figura 18: Proceso Merrill – Crowe.....33

Figura 19: Flow sheet (Chancado) Planta concentradora de oro 34

Figura 20: Molino 9´Øx12´L, Molino 8´Øx10´L $N^0$1 y Molino 8´Øx10´L $N^0$2 35

Figura 21: Flow sheet (Molienda y Flotación) Planta concentradora de oro 37

Figura 22: Flow sheet (Molienda y Flotación) Planta concentradora de oro 38

Figura 23: Filtro de discos.....39

Figura 24: Flow sheet (Cianuración Directa) Planta concentradora de oro.....40

Figura 25: Espesador OUTOKUMPU.....41
Figura 26: Flow sheet (Merril Crowe) Planta concentradora de oro.....42
Figura 27: Torre Crowe.....43
Figura 28: Flow sheet Planta Piloto.....44
Figura 29: Flujómetro.....45
Figura 30: Molino 6'Øx6L.....46
Figura 31: Flow sheet planta concentradora de oro 200 TMS.....46
Figura 32: Flow sheet Planta de tratamiento de relaves.....49
Figura 33: Esquema de variables de entrada y salida del diseño experimental.....52
Figura 34: Esquema de factores y variables en la fabricación de un envase 55
Figura 35: Esquema de clasificación de los diseños experimentales 59
Figura 36: Diseños hexagonal robustos internos y externos 62
Figura 37: Esquema de tipos de factores en el diseño robusto 62
Figura 38: Difracción de rayos x de la muestra cabeza planta concentradora de oro.....63
Figura 39: Fotomicrografías en relave de la Planta concentradora de oro 64
Figura 40: Fotomicrografías de relave de la Planta concentradora de oro 64
Figura 41: Muestras de concentrados jigs y flash antes del blending.....66
Figura 42: Curva de molienda.....67
Figura 43: Oxidación con Nitrato de plomo a diferentes.....68
Figura 44: Pruebas de cianuración 68
Figura 45: Muestra relave de cianuración 69
Figura 46: Balance de la Prueba de Cianuración N°1 70
Figura 47: Balance de la Prueba de Cianuración N°2 70
Figura 48: Balance de la Prueba de Cianuración N°3 71
Figura 49: Balance de la Prueba de Cianuración N°4 72
Figura 50: Balance de la Prueba de Cianuración N°5 72
Figura 51: Balance de la Prueba de Cianuración N°6 73
Figura 52: Balance de la Prueba de Cianuración N°7 74

Figura 53: Balance de la Prueba de Cianuración N°8 74
Figura 54: Balance de la Prueba de Cianuración N°9 75
Figura 55: Resultados experimentales 75
Figura 56: Consumo de Cianuro de Sodio ($NaCN^-$) 76
Figura 57: Consumo del Nitrato de Plomo ($Pb(NO_3)_2$) 77
Figura 58: Consumo de cal (Kg/Tn) 77
Figura 59: Resultados de las pruebas experimentales 78
Figura 60: Coeficientes codificados del % Recuperación del oro por Diseño Hexagonal .79
Figura 61: Análisis de Varianza del (%) recuperación del oro por Diseño Hexagonal 80
Figura 62: Diagrama de Pareto de efectos del (%) recuperación del oro 81
Figura 63: Gráfica de los efectos principales para él % de recuperación del oro.....82
Figura 64: Gráfica de contorno del %Re(Au) vs. Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, % 83
Figura 65: Grafica de superficie de % recuperación (Au) vs Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, %84
Figura 66: Optimización del consumo de NaCN, % y Pb(NO3)2, Kg/Tn para obtener el máximo % Recuperación del oro 85
Figura 67: Recuperación de Au en función con las dosificaciones de reactivos 87
Figura 68: Informe de resumen de % Recuperación de oro 88
Figura 69: Gráfica de series de tiempo de % Recuperación (Au) 88
Figura 70: Circuito cianuración de concentrados de gravimetría y flotación 90
Figura 71: Circuito Oxidación más cianuración de concentrados de gravimetría y flotación 90
Figura 72: Resumen análisis costo de beneficio 91
Figura 73: Resumen análisis de costo de consumo de energía y reactivo……91

Introducción

En la actualidad, es difícil encontrar yacimientos de minerales auríferos dóciles a los procesos de tratamiento como son la molienda, gravimetría, flotación y cianuración intensiva, etc. Cada vez es más común encontrar minerales refractarios, los cuales a pesar de su difícil tratamiento representan un buen valor económico para las empresas por los elevados precios de los metales preciosos.

En este contexto, las empresas mineras tienen como prioridad buscar formas de mejorar en sus operaciones y aumentar su eficiencia, dos de los caminos más comunes es lograr mejorar la eficiencia de las recuperaciones mediante pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio o la automatización de procesos.

Las pruebas de laboratorio metalúrgico y con el apoyo del diseño de experimentos, el cual no es más que la planificación racional de las experiencias a realizarse de manera que se puede obtener la máxima información con un mínimo de pruebas posibles. Se busca optimizar y obtener el mayor % recuperación posible, teniendo en cuenta el consumo de reactivos, si es económicamente factible para este proyecto de investigación. Mediante pruebas de cianuración y un pretratamiento de oxidación se ha convertido en el proceso que entrega los mejores resultados para minerales refractarios de oro, con un mínimo costo y resultados inmediatos.

Existen vario tipos de modelos de diseño de experimentos (DOE) como es el diseño hexagonal, central compuesto, Box-Behnken y otros. En este caso se optó por el diseño Hexagonal, este método es mucho más eficiente respecto a los otros modelos y usa dos variables controlables

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

Las empresas mineras en las actualidad buscan optimizar la eficiencia de sus recuperaciones y buscan una optimización en sus procesos, uno de los método que buscan la optimización de reactivos, teniendo como consecuencia una mayor eficiencia de recuperación es el diseño de experimento más con las pruebas a nivel laboratorio metalúrgico se podrá obtener cual es el método de dosificación de reactivos, para obtener una mejor recuperación posible , esto se debe a la complejidad heterogénea de los minerales a procesar, es decir en minerales de oro, la mayor problemática es que estos minerales presente oro de forma encapsulada en la matriz de sulfuros o que el mineral valioso este en tamaño menores a 15 micras, lo cual hace que procesar dichos minerales sea un reto de mayor dificultad, debido que se podría necesitar un mayor tiempo de resiliencia en los agitadores, menor granulometría en las descargas de molinos y también un pretratamiento de oxidación a dichos minerales para que el cianuro pueda reaccionar con el oro presente en dicho mineral. Por ello se necesita pruebas de investigación al nivel laboratorio metalúrgico para optimizar sus parámetros de rendimiento, lo que significa una mayor tecnología de procesos, lo que conlleva a una mayor capital de dinero para obtener estos equipos.

La optimización del procesamiento de minerales y la metalurgia basada en el diseño experimental no es más que una planificación racional de los experimentos a realizar para obtener la máxima información con un mínimo de experimentos. Estos métodos de optimización son modelos estadísticos que pueden reducir de manera efectiva y significativa el costo de la investigación industrial.

En la metalurgia de la minería de minerales, nuestro objetivo es determinar las condiciones de operación que permitan la extracción de leyes minerales de alta calidad. En estos casos, no hay duda de que se trata de un problema de optimización extremadamente difícil, ya que hay que tener en cuenta un gran número de variables

debido al diferente origen de la composición del material a procesar o a la adición de determinadas cantidades de reactivos. procesamiento de minerales.

Existen muchos métodos de optimización, uno de los cuales es cada vez más aceptado en la mayoría de las ramas de la ciencia y la ingeniería y es el método experimental de superficie de respuesta, desarrollado originalmente por Box y Wilson y posteriormente por Hunter et al. La metodología de la superficie de respuesta básicamente implica ajustar el modelo matemático del proceso y encontrar las condiciones óptimas. Este método proporciona una perspectiva diferente sobre la interpretación y análisis de resultados experimentales.

1.1 Generalidades

La Planta concentradora de oro pertenece a una zona aurífera que fue explotada desde tiempos remotos, primero por los incas y posteriormente por los españoles, quienes descubrieron el potencial minero en la zona. A mediados del siglo XX, disminuyo notablemente la explotación de las vetas, debido al agotamiento de los minerales con oro libre, que motivó bajas recuperaciones, como consecuencia de ellos los trabajos fueron esporádicos en la zona.

En 1934 se fundó el Sindicato Minero Parcoy (SIMPAR), por el Ing. Eulogio Fernandini. En 1978, los ingenieros Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga, llegaron para trabajar los relaves dejados por la operación de SIMPAR iniciando así los inicios de la Planta concentradora de oro, SIMPAR trabajo durante 25 años gran número de vetas, entre las cuales cabe mencionar: Esperanza, Carlos Bernabé, Carmencita, Mishahuara, San Francisco, Encanto, Michencanto y Cabana entre otros más. En 1978, con la promulgación de la ley de la promoción aurífera, surgió el interés de los ingenieros Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga, para trabajar los relaves dejados por la operación de SIMPAR. Dando buenas perspectivas y se rehabilitaron 19 concesiones antiguas: Bernabé, Cabana, Ichigrande, Pucalabor, Carmencito, Retamas, etc. y también dos concesiones nuevas Horizonte N° 8 y Horizonte N° 12.

En 1982 luego del informe geológico preliminar y un estudio geológico minero se inició la rehabilitación de algunas labores. Se exploró la parte alta, San Antonio; la parte baja, Bonita, pero no fue suficiente para alimentar debidamente la planta.

En 1984, al reabrir el socavón Fernandini, se consiguieron mejores resultados hasta llegar ha mediados de 1986, a una porción mineralizada que hizo despertar el yacimiento. La explotación inicial fue de 10 ton/día, teniendo únicamente una veta en un solo nivel. Posteriormente se abrió un nivel superior, incrementando la producción a 30, 50 ton/día hasta estabilizar la producción de 100 ton/día en 1988, en 1989 a 159 ton/día y en la actualidad la planta procesa en flotación 1500TPD y en Cianuración Directa 300TPD.

1.1.1 Ubicación

La Planta concentradora de oro se encuentra ubicada en la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba en el Anexo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz en el Departamento de La Libertad, (ver figura Nº 1: “Plano de Ubicación”) a una altura promedio de 2,750 m.s.n.m y sus coordenadas geográficas son las siguientes: 72° 28’ 00” Longitud Oeste, 08° 01’ 00” Latitud Sur.

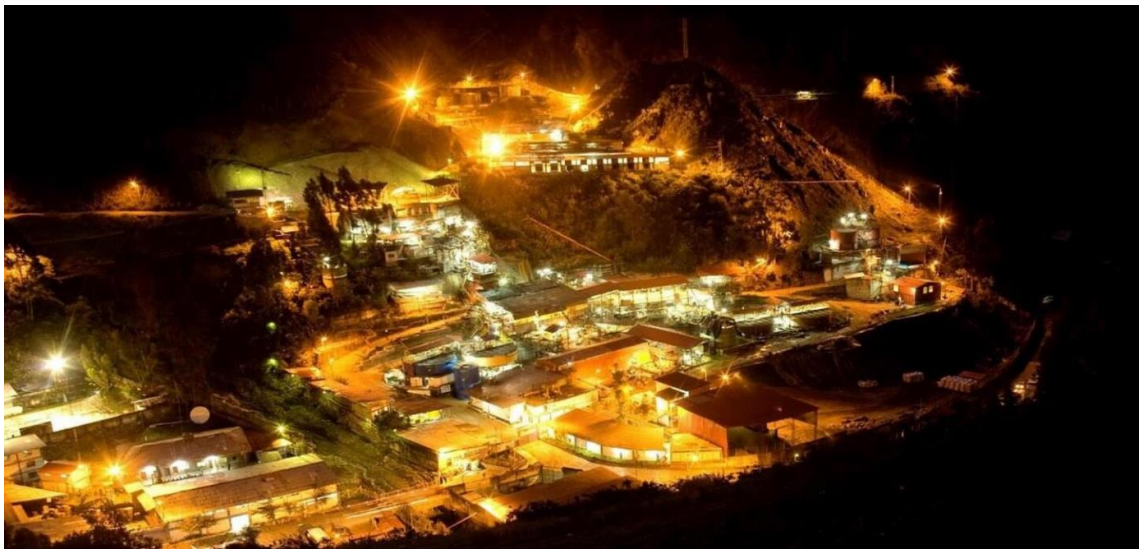
Figura 1

Vista Panorámica de la Planta concentradora de oro.

Fuente Google maps

Figura 2

Planta concentradora de oro



Fuente Elaboración propia

1.1.2 Acceso

Por vía terrestre: El acceso por vía terrestre es la siguiente.

Lima – Trujillo	560 Km	9 horas
Trujillo - Parcoy	440 Km	9 horas
Parcoy - Retamas	40 Km	3 horas

Por vía aérea: El acceso por vía aérea es la siguiente.

Lima – Pías	1 hora 20 minutos
Trujillo - Pías	35 minutos

1.2 Descripción de la problemática

La presente investigación está centrada en evaluar el comportamiento metalúrgico del mineral de la Planta Concentradora de oro que presenta oro encapsulado mayormente en mineral de pirita y una menor proporción en mineral de arsenopirita, con los procesos convencionales de chancado, molienda, gravimetría, cianuración y Merril Crowe no se logra obtener un % de recuperación no mayor al 88 % debido que el oro está presente en forma de oclusiones y encapsulado en la matriz de la pirita y arsenopirita (con un mayor % en la pirita). Por este motivo se necesita un proceso de pretratamiento, el cual se optó por la oxidación con nitrato de plomo, aumentando el tiempo de residencia en los agitadores de lixiviación.

La evaluación como agente oxidante es el nitrato de plomo ($Pb(NO_3)_{2)}$, el cual se obtuvo buenos resultados en las pruebas de laboratorio metalúrgico.

Se realizaron pruebas en los concentrados de gravimetría (Jigs) y los concentrados de flotación (Flash), por lo cual se nombró minerales de alto ley en este proyecto. Estos concentrados tienen una ley de cabeza analizada de 80.32 gr/Tn.

Las dificultades de proceso de cianuración se detallarán a continuación:

Mineral con presencia de oro encapsulado en matriz de pirita y arsenopirita (Mayor cantidad en pirita)

- Baja eficiencia en a cinética de disolución de oro
- Problemas operacionales
- Dosificación de reactivos

Po lo cual los parámetros más significativos que interviene en el proceso de cianuración es el consumo de cianuro ($NaCN^-$) y el consumo de nitrato de plomo ($Pb(NO_3)_2$), la liberación de partícula también es una variable importante, pero se decidió trabajar con 98% -M400 (Parámetro de operación de Planta). Para optimizar dichas variables con la finalidad de aumentar el % recuperación de oro.

1.3 Objetivos del estudio

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la cinética de disolución del oro a deferentes concentraciones de cianuro y nitrato de plomo, así como obtener una mayor eficiencia en la cinética de disolución del oro.

1.3.2 Objetivos específicos

- Establecer la influencia de las variables cianuro de sodio y nitrato de plomo, mediante pruebas de laboratorio metalúrgico.
- Obtener la mayor recuperación de oro posible y la optimización de reactivos en función a las variables.
- Relacionar la caracterización del mineral con los problemas que se presentan en las pruebas a nivel laboratorio metalúrgico.

- Caracterizar la muestra de mineral a través de pruebas de mineralogía y difracción de rayos x.

1.4 Antecedentes de la investigación

1.4.1 Antecedente referencial

Las empresas mineras buscan mejorar sus operaciones, ya sean por optimización de procesos o pruebas a nivel laboratorio metalúrgico. En la actualidad la eficiencia de recuperación del oro en la Planta concentradora de oro presenta problemas debido que, en el mineral cabeza, el oro se encuentra encapsulado. Por ello el estudio del diseño de experimentos es primordial en estas pruebas para poder optimizar el consumo de reactivos y poder obtener cuales son las variables más significativas respecto a la cinética de disolución del oro y con el nitrato de plomo como agente oxidante que, es el pretratamiento de la oxidación de los sulfuros, es un fenómeno no muy estudiado, pero por literatura se obtuvieron buenos resultados en pruebas piloto, el cual dicho agente oxidante oxida a los minerales sulfurados y el cianuro pueda incidir fácilmente aumentando la cinética de disolución del oro, mas con las pruebas de diseño de experimentos, se convierte en una buena herramienta para obtener el mayor % de recuperación del oro.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

Si optimizamos las variables, se lograría una mayor eficiencia de recuperación de oro, el cual la oxidación forzada con Nitrato de plomo es un proceso de oxidación de bajo costo, obteniendo una ganancia significante a futuro.

1.5.2 Hipótesis especificas

- Verificar si existe una mayor ganancia por el aumento del % recuperación del oro y el nuevo proceso de pretratamiento (oxidación).
- Optimizar en el consumo de reactivos tratados en la Planta concentradora de oro.
- Implementar la oxidación forzada en minerales encapsulados en la Planta concentradora de oro.
- Interpretar cual es la variable más significativa según él % recuperación de oro.

1.6 Justificación de la Investigación

El desarrollo del presente trabajo de investigación está orientado a solucionar el problema operacional, ya que la mayoría de las empresas que procesan minerales de oro tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación del oro, debido que presentan oro encapsulado en mineral cabeza, por esta razón se realizó un pretratamiento de oxidación, para poder liberar el oro encapsulado y mejorar la cinética de disolución del oro.

1.6.1 Tipo de investigación.

Es una investigación innovadora que correlacionara datos extraídos experimentalmente a fin de aplicarlo a nivel industrial.

1.6.2 Marco metodológico del diseño experimental.

El diseño experimental o diseños de experimentos es la aplicación de un método científico para obtener conocimiento sobre un sistema o proceso a través de experimentos diseñados apropiadamente. Este método se ha incorporado como un conjunto de técnicas estadísticas y de técnicas de ingeniería para comprender mejores situaciones causales complejas que tienen una relación causa-efecto.

1.6.3 Clasificación y selección de los diseños experimentales.

Actualmente existen variedad de diseños experimentales para profundizar En la solución óptima de variedades de problemas o situaciones que suceden en la vida práctica. Se puede decir que de esta gran cantidad de diseños experimentales nos lleva a poder seleccionar de manera critica cual es el más idóneo y correcto para una determinada situación e involucra saber la clasificación de acuerdo con el propósito que queremos, y el alcance que debemos de llegar.

Existen cinco diferentes puntos que influyen para la selección de un determinado diseño experimental, los cuales son:

- Conocer la finalidad, objetivo o propósito del experimento.
- Plantear el número total de factores que se estudiaran.
- Conocer el número de niveles que se experimentaran para cada factor.

- Las consecuencias que nos importa estudiar o investigar.
- Saber el costo de cada experimento, el tiempo para su realización y la precisión que deseamos lograr.

Estos cinco puntos están relacionados de alguna manera entre sí, pero es primordial nombrarlos por separado, ya que si se llegara a cambiar cualquiera de ellos cambiará el diseño experimental que se utilizará. De acuerdo con su finalidad, los diseños experimentales se pueden clasificar en:

- Los diseños experimentales para contrastar dos o más tratamientos.
- Los diseños experimentales para estudiar los efectos de varios factores sobre las variables de respuesta.
- Los diseños experimentales con la finalidad de encontrar el punto óptimo para la operación del proceso.
- Los diseños experimentales para optimizar una mezcla.
- Los diseños experimentales para que los factores no controlables sean indiferentes para el proceso.

Para tal efecto recurrimos al apoyo de diseño de experimentos (DOE) para evaluar y optimizar los parámetros significativos que influyen en la cinética de disolución del oro, se optó tomar el diseño Hexagonal debido que estas pruebas trabajan con 2 variables y se obtiene un mejor R^2 con respecto a los otros modelos.

Planteamiento de las variables controlables para la formulación del diseño de experimento (DOE)

La siguiente Tabla 1, muestra el rango de las variables en términos o unidades reales, se tiene en consideración, la amplitud del rango es equidistante al punto central representando valores máximos y mínimos posibles de aplicar y necesarios de estudiar.

Tabla 1

Plantilla del diseño del Modelo Hexagonal

Pruebas	Codificado		Decodificado		RESPUESTA
	X1	X2	% NaCN	Pb (NO3)2, Kg/t	
1	1	0	0.50	5.00	
2	0.5	0.866	0.43	6.73	
3	-0.5	0.866	0.28	6.73	
4	-1	0	0.20	5.00	
5	-0.5	-0.866	0.28	3.27	% RECUP Au
6	0.5	-0.866	0.43	3.27	
7	0	0	0.35	5.00	
8	0	0	0.35	5.00	
9	0	0	0.50	0.00	

Fuente: Elaboración propia

Pruebas de cianuración a diferente concentración de cianuro ($NaCN^-$) y nitrato de plomo ($Pb(NO_3)_2$)

En total se realizaron 9 pruebas, en los cuales las primeras 8 se optó el modelo hexagonal (DOE), debido a la cantidad de variables controlables, luego se cianuro a diferentes concentraciones y, se oxido con nitrato de plomo durante 24 horas antes de realizar las pruebas de cianuración, la novena prueba se realizó en blanco (Mismas condiciones en la Planta Concentradora).

Capitulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Minerales y menas de oro

La mineralogía de un mineral determina el mejor proceso de recuperación y qué pruebas metalúrgicas se requieren para optimizar la recuperación en un diagrama de flujo. Las categorías principales de los procesos de recuperación comercialmente viables incluyen las siguientes:

- Chancado
- Molienda
- Concentración por gravedad
- Flotación
- Cianuración
- Merril Crowe

El oro se encuentra en la naturaleza en estado nativo o como una aleación con plata denominada Electrum (cuando contiene entre 25 – 55% de plata). Otras aleaciones con metales del grupo del platino, o con cobre, son bastante raras. En cantidades muy pequeñas existen minerales del tipo teluro, como la calaverita (AuTe2), la krenneirite (AuTe2) y la silvanita ((Ag,Au)Te4). El oro se encuentra en las redes de muchos minerales de cobre (en solución sólida), plomo, plata y platino en cantidades pequeñas, en particular en los sulfuros.

Figura 3

Principales minerales portadores de Oro

Mineral	Composición	Contenido de oro (%)	Dureza	Densidad (g/mL)
Oro natural	Au	Mayor 75%	16-19	2.5-3
Electrum	(Au, Ag)	45%-75%	13-16	2-2.5
Calaverita	$AuTe_2$	40%	9.2	2.5-3
Krennerite	$AuTe_2$	31%-44%	8.6	2.5
Silvanita	$AuAgTe_4$	34%-30%	8.2	1.5-2
Petzita	$(Ag,Au)_2Te$	19%-25%	9.1	2.5
Hessita	$AuAg_2Te$	Menor 5%	8.4	2.5-3

Fuente: The Chemistry of Gold Extraction, 2nd Edición, John Marsden and C. Lain House (SME), 2006.

2.1.1.1 Las menas de oro presentan dos características generales. El oro está prácticamente presente en su forma nativa, formando granos o partículas diseminadas en las vetas de cuarzo y de otras rocas. Aparece a menudo aleado con plata, pero raramente con otros metales. Los contenidos medios de oro en menas explotables son siempre muy bajos rebasando raramente los 10 g/TM.

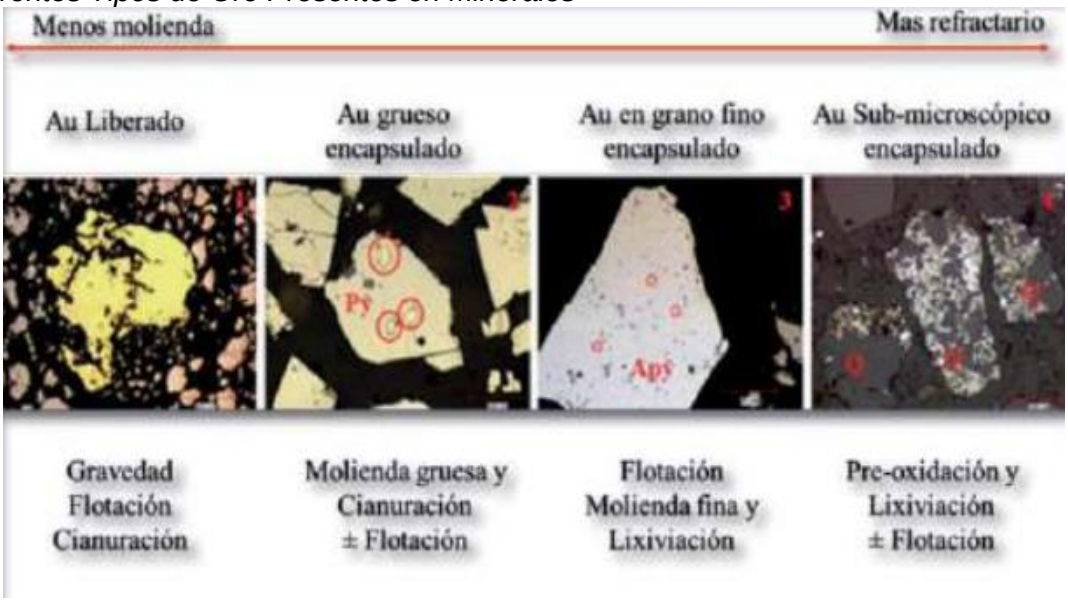
2.1.1.2 Clasificación de menas de oro.

- Oro libre: Cuando no está incluido en otros minerales. Es particularmente fácil de extraer por simple separación gravimétrica, amalgamación o cianuración directa.
- Oro asociado a sulfuros de hierro: Diseminado bajo la forma de partículas finas en los cristales de pirita o de pirrotita. Su extracción necesita un proceso más complejo, precisando una pre-concentración y una calcinación, seguida de una cianuración.
- Oro asociado a minerales de arsénico o de antimonio: La presencia de estos elementos hace al tratamiento aún más difícil, y el proceso clásico (concentración, calcinación y cianuración) puede conducir a rendimientos de extracción demasiado bajos como para permitir una explotación económica.
- Oro asociado a minerales de cobre, plomo y zinc: El oro puede ser un subproducto de otros metales. Algunos minerales de cobre, extraídos a gran escala, dan producciones importantes de oro. En la metalurgia del cobre, el oro sigue al cobre hasta su afino electrolítico donde es recuperado en los lodos anódicos de la refinación electrolítica.
- Oro en menas refractarias: Se denominan menas refractarias de oro a aquellas en que el oro, visible al microscopio dentro de los sulfuros metálicos (piritas, arsenopiritas), no se puede liberar por molienda. Estas menas presentan dificultades o gastos excesivos en su cianuración.

2.1.1.3 Mineralogía – Predicción. El análisis mineralógico de muestras de los depósitos de oro permite predecir las pruebas metalúrgicas más adecuadas para la recuperación del oro tal como se puede apreciar en los siguientes diagramas que se explican por sí solos.

Figura 4

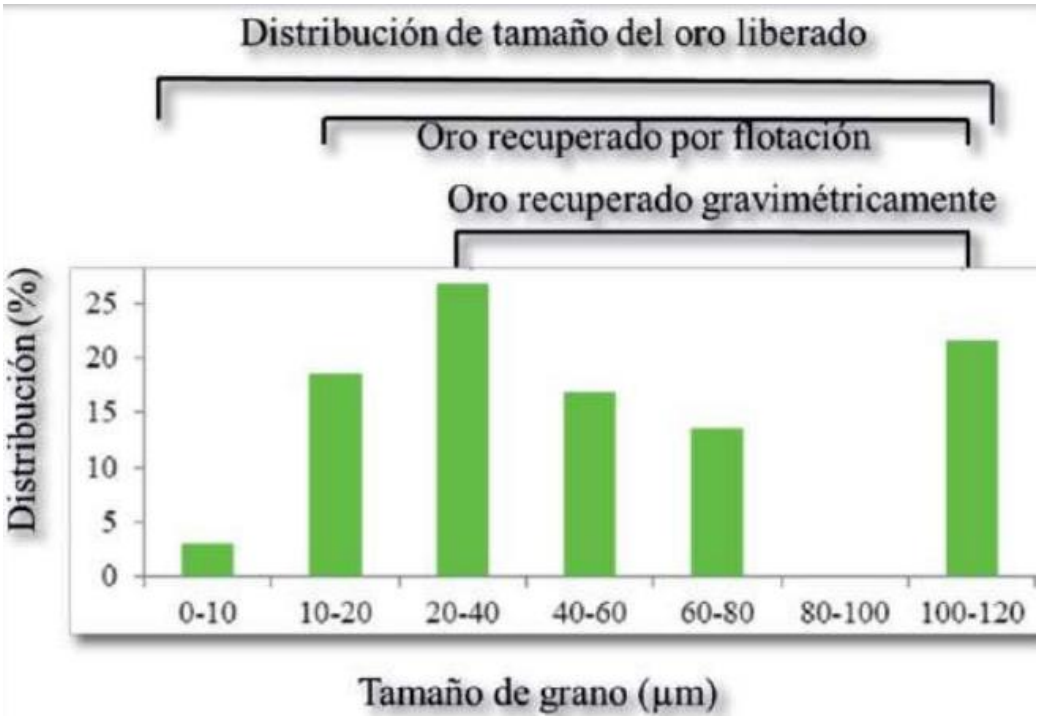
Diferentes Tipos de Oro Presentes en Minerales



Fuente: Gold Processing Short Course, COM 2012 Niagara Falls, Sep 30 to Oct 3, 2012.

Figura 5

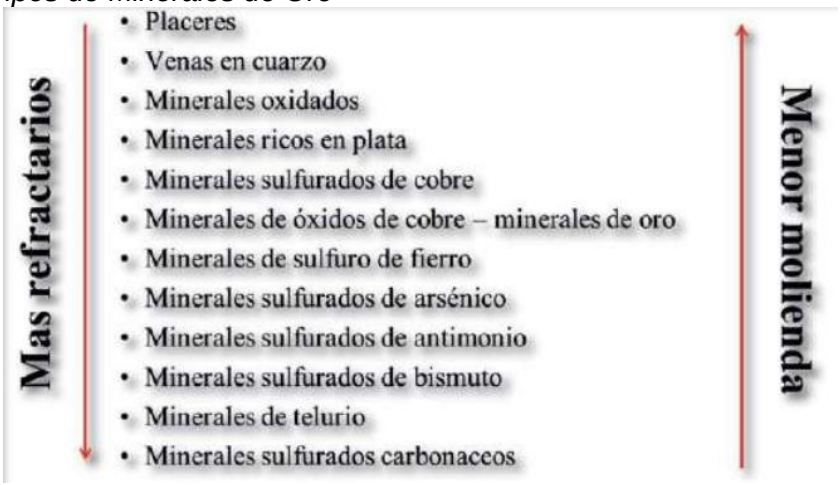
Distribución del Tamaño de Oro



Fuente: Gold Processing Short Course, COM 2012 Niagara Falls, Sep 30 to Oct 3, 2012.

Figura 6

Principales Tipos de Minerales de Oro



Fuente: Gold Processing Short Course, COM 2012 Niagara Falls, Sep 30 to Oct 3, 2012.

2.1.2 Chancado

El chancado es la primera etapa mecánica en el proceso de conminución, en la cual, el principal objetivo es la liberación de los minerales valiosos de la ganga. Esta es generalmente una operación seca y realizada comúnmente en dos o tres etapas. Los trozos de mineral directo de mina pueden ser tan grandes como 1.5 m de diámetro y se reducen en la etapa de la trituración primaria llegando a 20 cm en máquinas muy resistentes. Objetivos:

- Liberar los minerales valiosos de la ganga antes de las operaciones de concentración de minerales.
- Incrementar el área superficial especifica de las partículas, por ejemplo, para acelerar la velocidad de reacción durante los procesos de lixiviación, flotación, etc.
- Producir partículas de minerales u otros materiales de cierto tamaño y forma definidos.

Industrialmente se utilizan diferentes tipos de máquinas de trituración y suelen clasificarse de acuerdo con la etapa en que se utilizan y el tamaño del material tratado.

2.1.2.1 Trituradoras Primarias. Trituran y fragmentan rocas grandes llegando hasta un producto de 8” a 6”. Se tienen dos tipos de máquinas las mandíbulas o quijadas y las giratorias.

Trituradoras de mandíbulas o quijada.

Figura 7

Trituradora de Quijada

Fuente: Elaboración propia.

2.1.2.2 Trituradoras Secundarias. Trituran y fragmentan el producto de la trituración primaria o chancado secundario hasta obtener un tamaño de 3/8”, entre estas máquinas tenemos:

Trituradoras cónicas

Figura 8

Trituradora Cónica

Fuente: Elaboración propia

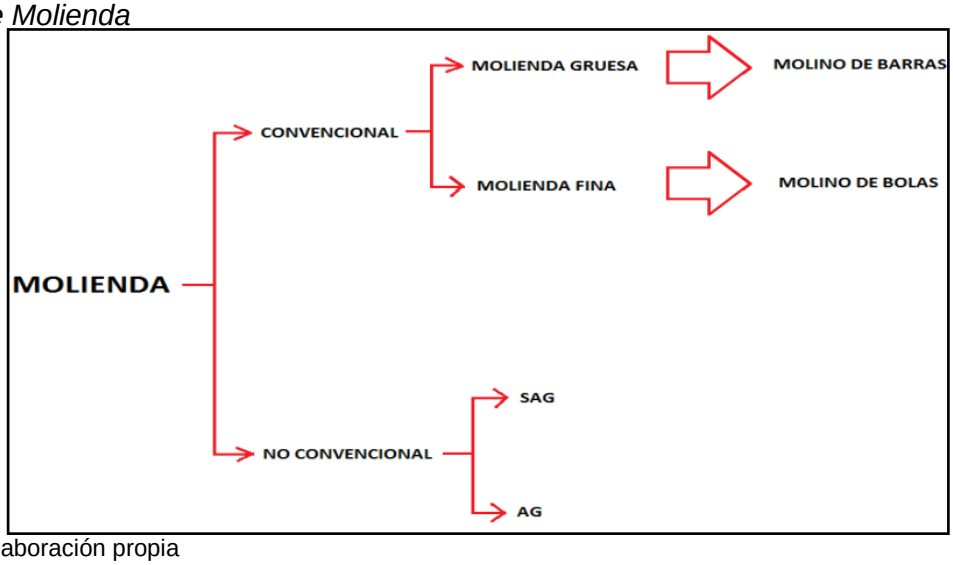
2.1.3 Molienda

Es la siguiente etapa mecánica del proceso de conminución después del chancado, se continúa reduciendo el tamaño de las partículas que componen el mineral, para obtener una granulometría 70- 180 micrones entre la que permite finalmente la liberación de la mayor parte de los minerales metálicos en forma de partículas individuales recuperables por flotación o por otro proceso de concentración.

Este proceso se lleva a cabo utilizando grandes equipos giratorios o molinos con forma cilíndrica que existen y se componen en dos esquemas diferentes de molienda: molienda convencional y molienda no convencional. En esta etapa de molienda al material mineralizado se le añaden agua en grandes cantidades suficientes para formar un fluido llamado pulpa y los reactivos que sean necesarios para poder flotar o lixiviar.

Figura 9

Tipos de Molienda



Fuente: Elaboración propia

Siguiendo la clasificación mostrada en la Figura 9, cabe destacar que las alternativas de molienda convencional y molienda SAG, son las más ampliamente desarrolladas en la industria. Además, se puede adicionar que, la molienda SAG actualmente es la más desarrollada y utilizada ya que tiene y saca ventajas en comparación a los otros tipos de moliendas.

2.1.4 Concentración por gravedad

Los procesos de concentración por gravedad, se basan en el principio de que el oro contenido en un cuerpo de mineral, es mayor en gravedad específica que las rocas que lo contienen. El oro elemental tiene una gravedad específica de 19.3, y un mineral típico, tiene una gravedad específica de aproximadamente 2.6. Todos los dispositivos de concentración por gravedad crean movimiento entre el oro y las partículas huésped de la roca, de manera de separar las partes de material diferenciando las pesadas de las ligeras. El mineral debe ser reducido en partículas lo suficientemente pequeñas como para proporcionar una diferencia significativa, entre la gravedad específica de las partículas. La concentración por gravedad ha sido mayormente aplicada en la minería de placeres. En un depósito aluvial, ha habido una pre-concentración natural de oro producido por gravedad debido a la concentración de partículas de mineral, transportados por el agua. La forma del oro en depósitos aluviales depende de la longitud de acarreo desde la fuente de origen; partículas redondeadas indicarían que el acarreo no fue muy largo, en tanto que partículas achatadas indican un transporte más largo. Estos son aspectos muy importantes para establecer un esquema de recuperación a partir de oro aluvial. Por similitud se utiliza concentración mecánica artificial para continuar el proceso hasta que se obtiene una concentración adecuada. La concentración por gravedad funciona cuando el oro está en un estado libre elemental en partículas, lo suficientemente grandes, como para permitir que se produzca la concentración mecánica. El número de tipos de concentración por gravedad que se han utilizado es casi ilimitado. Algunos de los más populares son:

- Cajas sluice
- Cajas basculantes
- Jigs
- Espirales
- Mesas separadoras
- Concentradores centrífugos
- Lavadoras en seco.

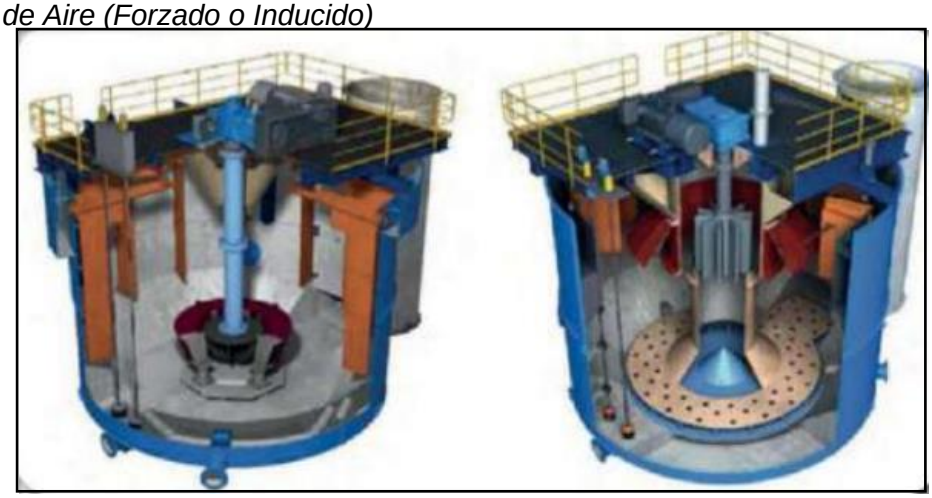
Además de las diferencias de gravedad específica, el rendimiento de concentración por gravedad también se ve afectada por la forma de las partículas, como se puede uno imaginar comparando la caída de la hoja de una rama que se precipita en el aire.

2.1.5 Flotación

El proceso de flotación consiste en producir un concentrado de mineral a través del uso de agentes acondicionadores químicos seguido por agitación intensa y burbujeo de aire de la suspensión de mineral para producir una espuma de concentrado rica en mineral. Se añaden productos químicos específicos ya sea para flotar minerales determinados o para deprimir la flotación de otros minerales. Se incluyen varias etapas de procesamiento con los productos brutos de flotación a granel los cuales se someten a etapas de flotación adicionales para aumentar la pureza del producto. El proceso de flotación, en general, no flota partículas libres de oro, pero es particularmente efectivo cuando el oro está asociado con minerales de sulfuro tales como piritas. En un mineral típico de oro pirítico, el oro está encapsulado dentro de una estructura cristalina de sulfuro de hierro. Minerales altamente oxidados por lo general no responden bien a la flotación. Las ventajas del proceso de flotación son que los valores de oro son generalmente liberados en un tamaño de partícula bastante gruesas (malla 28), lo que significa un bajo costo de molienda del mineral. Los reactantes utilizados para la flotación son generalmente no tóxicos, la concentración límite admitida de xantato en las aguas residuales es de 0.01 ppm (la toxicidad es función de la dosis y la frecuencia), lo que significa que los costos de disposición de los relaves mineros son bajos. La flotación con frecuencia se utiliza cuando el oro es recuperado junto con otros metales tales como cobre, plomo o zinc. Los concentrados de flotación suelen ser enviados a una fundición para la recuperación del oro y los metales básicos. La lixiviación con cianuro se utiliza a menudo junto con la flotación. La cianuración de concentrados de flotación o relaves de flotación se realiza en función de la mineralogía específica y la economía del diagrama de flujo.

Figura 10

Celdas Convencionales de Flotación (Outotec), Principal Diferencia: Diseño de Impeler y Sistema de Aire (Forzado o Inducido)



Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

2.1.6 Cianuración

2.1.6.1 Aspectos teóricos de la cianuración. La lixiviación con cianuro es el método preferido para la recuperación de la mayor parte de la producción mundial de oro. Sin embargo, existen muchos otros procesos de lixiviación química que han sido utilizados históricamente o esporádicamente. En la mayoría de los casos, la cianuración proporciona un método tecnológicamente más eficiente, eficaz y rentable. Lixiviantes alternativos incluyen:

- Bromuros (ácida y alcalina)
- Cloruros
- Tioúrea
- Tiosulfato

El proceso se originó alrededor de 1890 y ha remplazado rápidamente todas las tecnologías competidoras. La razón fue estrictamente económica, cuando las plantas de amalgamación podrían aproximadamente recuperar solo el 60% del oro presente, el cianuro puede recuperar alrededor del 90%. Debido a las mejores recuperaciones, muchos de los relaves de residuos mineros antiguos de otros procesos han sido económicamente reprocesados por cianuración. El cianuro es lo más cercano a un "solvente universal" que se ha desarrollado para el oro. Otros reactivos de lixiviación sólo funcionan en tipos muy

específicos de mineral. El proceso estándar de lixiviación con cianuro consiste en moler el mineral a ≈ 80% - 200 malla, mezclando la suspensión de mineral / agua con aproximadamente 2 libras por tonelada cianuro de sodio y suficiente cal viva para mantener el pH de la solución a ≈ 11.0. A una concentración de suspensión de sólidos de 50%, la suspensión pasa a través de una serie de tanques agitados con un tiempo de residencia de 24 horas. El líquido que contiene oro se separa de los sólidos lixiviados en tanques espesadores o filtros de vacío, y los residuos se lavan para remover el cianuro de oro, antes de su disposición. La separación y lavado tienen lugar en una serie de unidades por un proceso conocido como decantación en contracorriente (CCD). El oro se recupera de la solución concentrada por precipitación con zinc y la solución se recicla para su reutilización en la lixiviación y la molienda.

2.1.6.2 Mecanismo de cianuración. La reacción de disolución Figura 11, es un proceso de corrosión (electroquímico) en el cual el oxígeno capta electrones de una parte de la superficie metálica (zona catódica) mientras que el metal entrega en la otra (zona anódica); se llevan a cabo dos reacciones simultáneas.

$$Au \rightarrow Au + e^-$$

$$Au + 2CN^- \rightarrow Au(CN)_2^-$$

$$O2 + 2\,H_2O + 2e^- \rightarrow H_2O_2 + 2OH^-$$

Elsner (1846) fue el primero en reconocer que el oxígeno atmosférico, era esencial para la disolución de oro en soluciones de cianuro, atribuyéndosele la siguiente reacción:

$$4\,Au + 8\,NaCN + O2 + 2H2O \rightarrow 4\,NaAu(CN)_2 + 4\,NaOH$$

Representación esquemática de la disolución de oro en una solución de cianuro (F. Habashi, 1966):

$$2\,Au + 4CN^- + O_2 + 2H_2O_2 \rightarrow 2Au(CN)_2^- + 2OH^- + H_2O_2$$

La primera ley de Fick expresa la relación cuantitativa de la gradiente de concentración y la cantidad transportada por difusión:

$$\frac{dm}{dt} = -D^{(A)}\frac{dc}{dx}$$

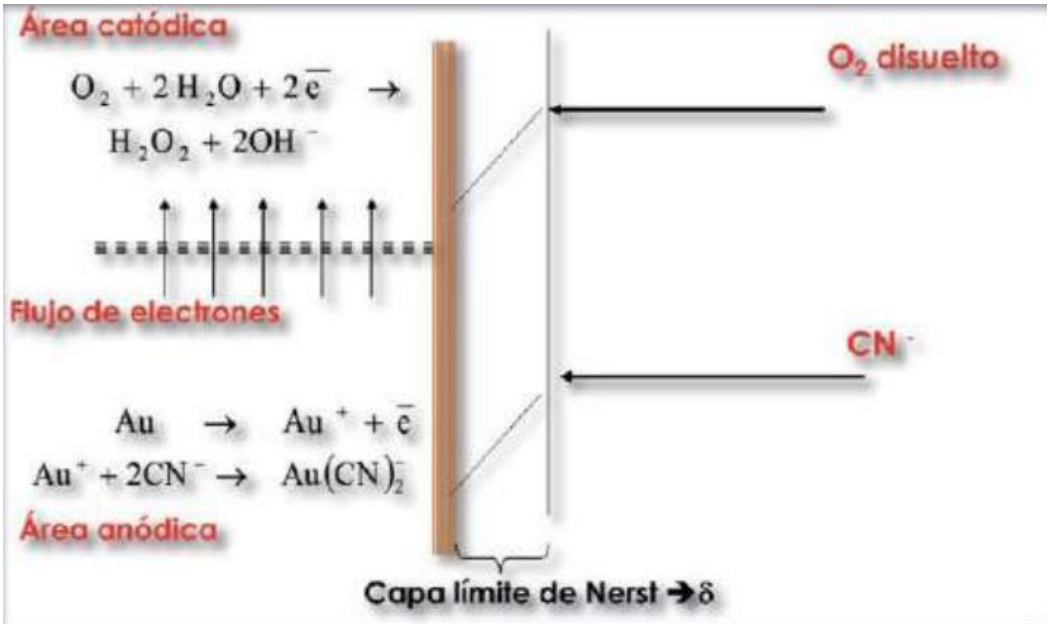
“El flujo de una sustancia que atraviesa una superficie de área A, es proporcional al gradiente de concentración en el sentido del flujo”. De acuerdo a la ley de Fick se tiene:

$$\frac{d[O_2]}{dt} = \frac{D_{O2}A_1\{[O_2]_B - [O_2]_S\}}{\delta}$$

$$\frac{d[CN^-]}{dt} = \frac{D_{CN^-}A_2\{[CN^-]_B - [CN^-]_s\}}{\delta}$$

Figura 11

Mecanismo de cianuración



Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

Las concentraciones de $[O_2]_s$ y $[CN^-]_s$ en equilibrio son cercanas a cero en la interfase y pueden ser despreciados.

$$R_1 = D_{O2}A_1[O_2]_B/\boldsymbol{\delta}$$

$$A_1 = \frac{R_1\delta}{D_{O2}[O_2]_B}$$

$$R_2 = D_{cn^-}A_2[CN^-]_B/\boldsymbol{\delta}$$

$$A_1 = \frac{R_1\delta}{D_{CN^-}[CN^-]_B}$$

El proceso en general es un proceso controlado por difusión, se asume que la reacción química en la interfase del metal es más rápida, comparada con la velocidad a la cual el ion oxígeno y el cianuro se difunden a través de la capa estacionaria, entonces

serán consumidos tan pronto como ellos alcancen la superficie del metal. Si la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad del cianuro:

$$2\mathrm{R}_1 = \frac{1}{2}R_2$$

$$4\mathrm{R}_1 = \mathrm{R}_2$$

$$\mathrm{A} = \mathrm{A}_1 + \mathrm{A}_2$$

$$A_1 = \frac{R_1\delta}{D_{O2}[O_2]_B} + \frac{R_1\delta}{D_{CN^-}[CN^-]_B}$$

$\mathrm{R}_1\ \boldsymbol{\delta}$ $\qquad$ $4\ \mathrm{R}_1\ \boldsymbol{\delta}$

$$\mathrm{A} = \frac{R_1\delta}{D_{O2}[O_2]_B} + \frac{4R_1\delta}{D_{CN^-}[CN^-]_B}$$

$$A = R_1\delta\{\frac{D_{CN^-}[CN^-]_B + 4D_{O2}[O_2]_B}{D_{O2}[O_2]_B D_{CN^-}[CN^-]_B}\}$$

La velocidad de disolución del oro: 2R1

$$V = \frac{2AD_{CN^-}D_{O2}([O_2]_B[CN^-]_B)}{\delta(D_{CN^-}[CN^-]_B + 4D_{O2}[O_2]_B)}$$

La primera posibilidad es si las concentraciones de cianuro son bajas, el primer término del denominador es despreciable respecto del segundo:

$$V = \frac{1}{2\delta}AD_{CN^-}[CN^-]_B = K_1[CN^-]_B$$

En estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración del cianuro. La segunda posibilidad es que las concentraciones de cianuro sean altas:

$$\mathrm{V} = \mathrm{K}_2[\mathrm{O}_2]\mathrm{B}$$

$$V = \frac{2AD_{O2}[O_2]_B}{\delta}$$

Esto es a alta concentración de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Estos dos casos se han comprobado experimentalmente tal como lo muestra la Figura y.

$$Velocidad = \frac{\sqrt{D_{O2}D_{CN^-}}}{2\delta}A[CN^-]^{1/2}[O_2]^{1/2}$$

Lo que significa que, a esas concentraciones de cianuro y oxígeno, los cambios de velocidad de disolución dependen el uno del otro. Para encontrar el límite en el cual el predominio de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la velocidad de lixiviación, de la ecuación general:

$$4R_1 = R_2$$

$$4D_{O2}A_1\frac{[O_2]_B}{\delta} = D_{CN^-}A_2[CN^-]^{B/\delta}$$

Asumimos $A_1 = A_2$

$$4D_{O2}[O_2]_B = D_{CN^-}[CN^-]_B$$

$$\frac{[CN^-]_B}{[O_2]_B} = 4\frac{D_{O2}}{D_{CN^-}}$$

D_{O2} = 2.76 x 10-5 cm2 seg-1

D_{CN-} = 1.85 x 10-5 cm2 seg-1

δ = 2x10-3 a 9x10-3 cm (Dependiendo de la velocidad de agitación)

Si se asume que $\frac{D_{O2}}{D_{CN^-}} = 1.5$, se puede determinar que el límite referido se alcanza cuando:

$$\frac{[CN^-]_B}{[O_2]_B} = 6$$

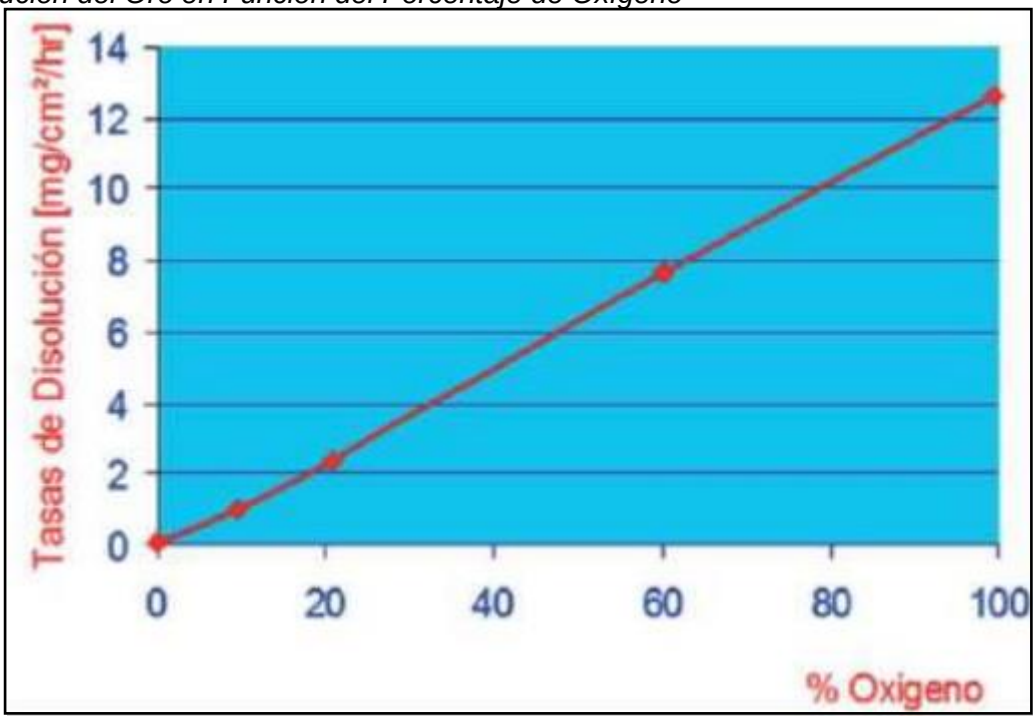
Desde un punto de vista técnico de los resultados anteriores puede establecer lo siguiente:

- Ni la concentración de oxígeno disuelto solo (grado de aireación de la solución), ni la concentración del cianuro libre solo, son importante en las prácticas actuales.
- Es, por lo tanto, recomendable analizar tanto el contenido del cianuro libre como del oxígeno disuelto en la solución para llegar a su relación molar óptima.

Efecto del oxígeno en la disolución del oro. El uso de oxígeno o de un agente oxidante es esencial para su disolución bajo las normas comunes del proceso de cianuración.

Figura 12

Disolución del Oro en Función del Porcentaje de Oxígeno



Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

2.1.6.3 Efecto de la concentración de cianuro en el porcentaje de disolución. La tasa de disolución del oro en soluciones de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a soluciones diluidas. En la práctica la mayoría de las plantas de cianuración de minerales de oro emplean soluciones que contienen menos de 0.05% de NaCN, el promedio general es de 0.02 a 0.035%.

2.1.6.4 Efecto de la alcalinidad. Es esencial que la solución de cianuro deba ser mantenida alcalina por las siguientes razones:

Para prevenir la hidrólisis del ion cianuro

$$CN^- + H_2O \Leftrightarrow HCN + OH^-$$

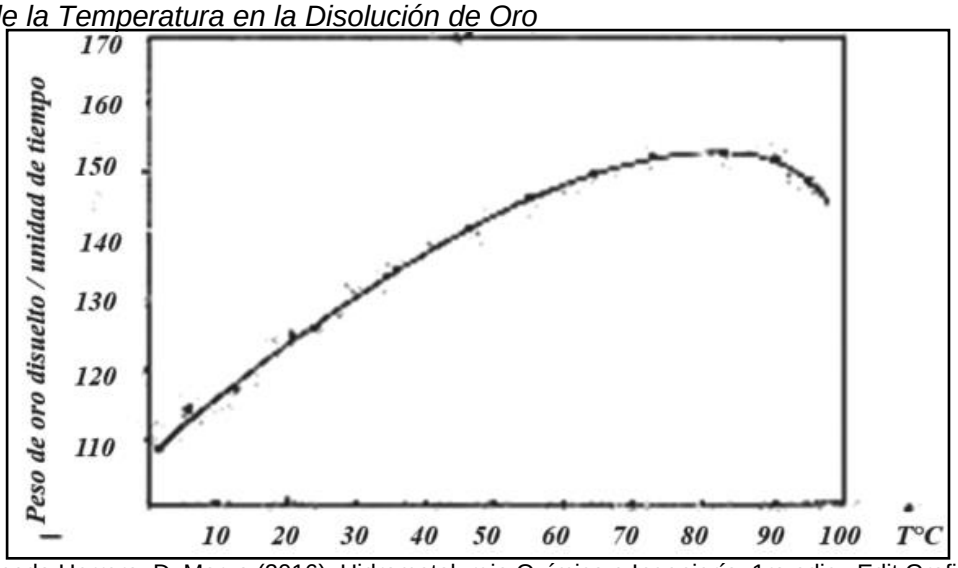
2) Para prevenir la descomposición por CO_2 atmosférico

$$CN^- + H_2CO_3 \Leftrightarrow HCN + HCO_3$$

El agua saturada con HCN gas y oxígeno ataca el oro generando AuCN insoluble y H_2O_2

Figura 13

Efecto de la Temperatura en la Disolución de Oro



Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

2.1.6.5 Efecto de la temperatura. Aumentando la temperatura se espera que aumente la velocidad de disolución, pero existe una reducción del contenido de oxígeno disuelto. Sobre los 110°C la descomposición del cianuro es apreciable.

2.1.6.6 Potencial de las reacciones parciales de disolución de Au.

Cátodo:

$$O_2 + 2\ H_2O + 4\ e^- \Rightarrow 4\ OH^- \quad E° = 0.4V$$

$$\mathrm{E} = 0.4 + \frac{0.06}{4} log \frac{P_{O_2}}{[OH^-]^4}$$

Ánodo:

$$Au + 2\ CN^- \Rightarrow Au(CN)_2^- + e^- \quad E° = -0.6V$$

$$\mathrm{E} = -0.6 + 0.06 log \frac{[Au(CN)^-]_2}{[CN^-]^2}$$

Es necesario que: $E_{red} > E_{ox}$

$$0.4 + \frac{0.06}{4} log \frac{P_{O_2}}{[OH^-]^4} \geq -0.6 + 0.06 log \frac{[Au(CN)^-]_2}{[CN^-]^2}$$

$$log \frac{P_{O_2}[CN^-]^2}{[OH^-]^4[Au(CN)^-]_2} \geq -17$$

Las condiciones termodinámicas para disolver oro:

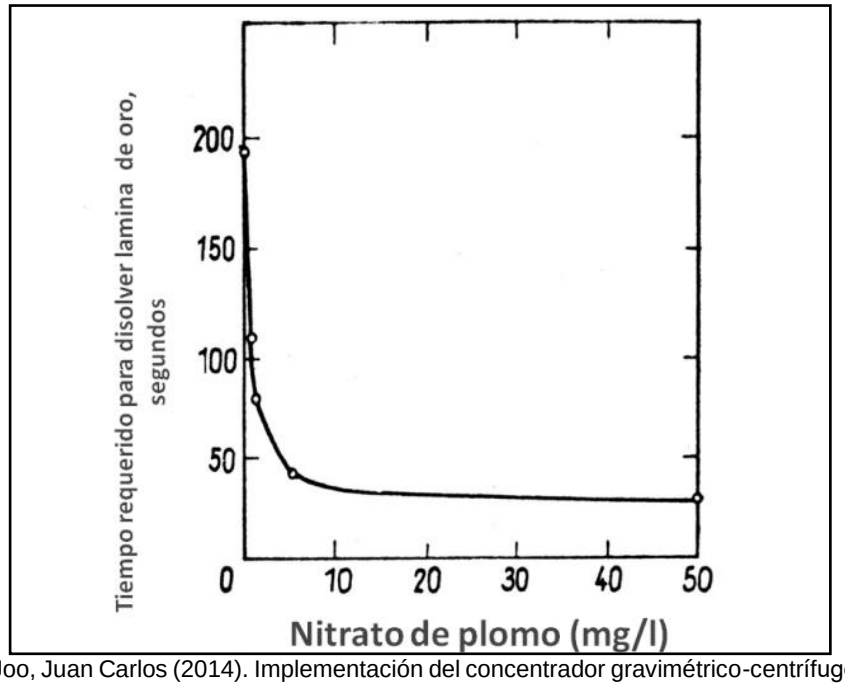
- Presión parcialmente elevada de oxígeno.

- Concentración elevada de cianuro elevada, y concentración baja de iones OH- (pH moderadamente alcalino).
- Pero en condiciones industriales de cianuración:
- Presión parcial de oxígeno constante (0.21 atm).
- Concentración baja de cianuro.
- pH elevado.
- Las dos últimas para evitar hidrólisis de CN y volatilización.

2.1.6.7 Efecto acelerante. Existen algunos casos de sustancias que en pequeñas cantidades influyen favorablemente en la disolución de minerales de oro y plata por cianuración. Estos iones son: el plomo (Pb), el mercurio (Hg) y el bismuto (Bi), que cuando no están presentes en forma natural en el mineral, se suelen agregar externamente. En esos casos se usa alguna sal soluble como, por ejemplo, el acetato o nitrato de plomo que se dosifica en mínimas cantidades, tal como se observa en la siguiente Figura 14.

Figura 14

Efecto del ion plomo en la disolución de oro en una solución de 0.1% NaCN (Fink y Putnam 1950).



Fuente: Cerro Joo, Juan Carlos (2014). Implementación del concentrador gravimétrico-centrífugo “icon” a planta de cianuración aurífera. Informe de suficiencia Ingeniería Metalurgia, FIGMM. UNI, Lima Peru, pp. 45-46.

Se cree que en estos casos se cambia algunas características físicas de la superficie del oro, pasando a comportarse como una seudo-aleación Au-Pb. Con lo que disminuiría el espesor de la capa límite de Nernst, facilitando el acceso de los reactivos al metal.

2.1.6.8 Termodinámica de la cianuración. De acuerdo con el diagrama de Pourbaix se aprecia que las formas oxidadas del oro existen solo a potenciales mayores que la línea superior del campo de estabilidad del agua. De allí hacia arriba el agua no es estable ya que se oxida a oxígeno, y pasa a reducir cada una de las formas oxidadas de oro a oro metálico. Se concluye que el oro no es oxidado por el oxígeno disuelto en agua, aunque esté en presencia ya sea de ácidos o álcalis fuertes, ya que su poder oxidante no es suficiente para ello. Tal como lo demuestra el diagrama de equilibrio Eh – pH del sistema Au-CN-H2O, Figura 15, el oro es un metal muy noble, es decir, difícilmente oxidable porque su dominio de estabilidad recubre todo el dominio de estabilidad del agua. El ion oro-cianuro es extremadamente estable, mostrando así la fuerte afinidad de acomplejamiento del oro por el ion cianuro. Del diagrama Eh-pH para el oro y el oro-cianuro se concluye:

- Todo proceso de cianuración requiere de condiciones de operación oxidantes.
- Todo proceso de cianuración en la práctica se realiza a un pH de 10 - 11.5.
- Para la precipitación con zinc las condiciones de operación, conservando el pH alcalino, deben ser totalmente reductoras.
- Cinética efecto del área superficial:
- La velocidad de disolución es proporcional a la distribución del tamaño de partícula.
- La velocidad de disolución es proporcional a la liberación.
- A malla 150 una partícula de oro (149 µm) necesita en teoría 44 h.
- Sobre cierta liberación, la velocidad de disolución disminuye por las reacciones parásitas. Efecto de la concentración de cianuro:
- La velocidad de disolución es proporcional a [CN].
- La velocidad de disolución es controlada por el transporte de masa, Ea = 8-20 kj/mol.

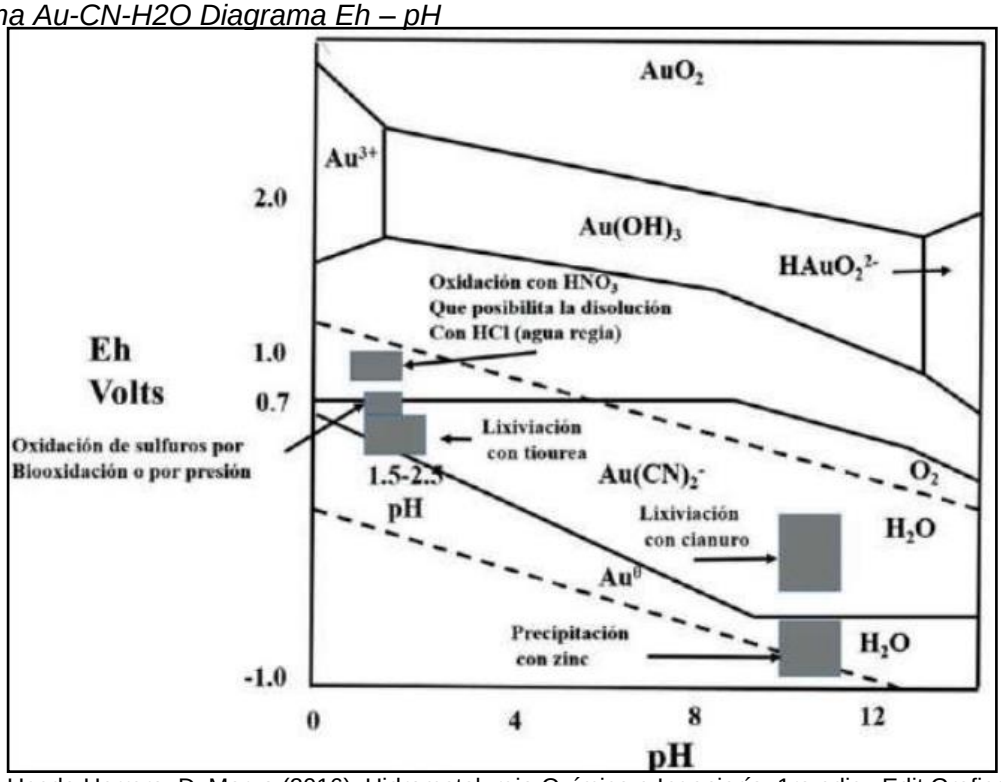
- Las reacciones relacionadas al consume de cianuro.

$$FeS + 4\ CN^- = [Fe(CN)_4]^{2-} + S^{2-}$$

$$S^{2-} + CN^- + 0.5\ O_2 + H_2O = CNS^- + 2\ OH^-$$

Figura 15

Sistema Au-CN-H2O Diagrama Eh – pH



Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

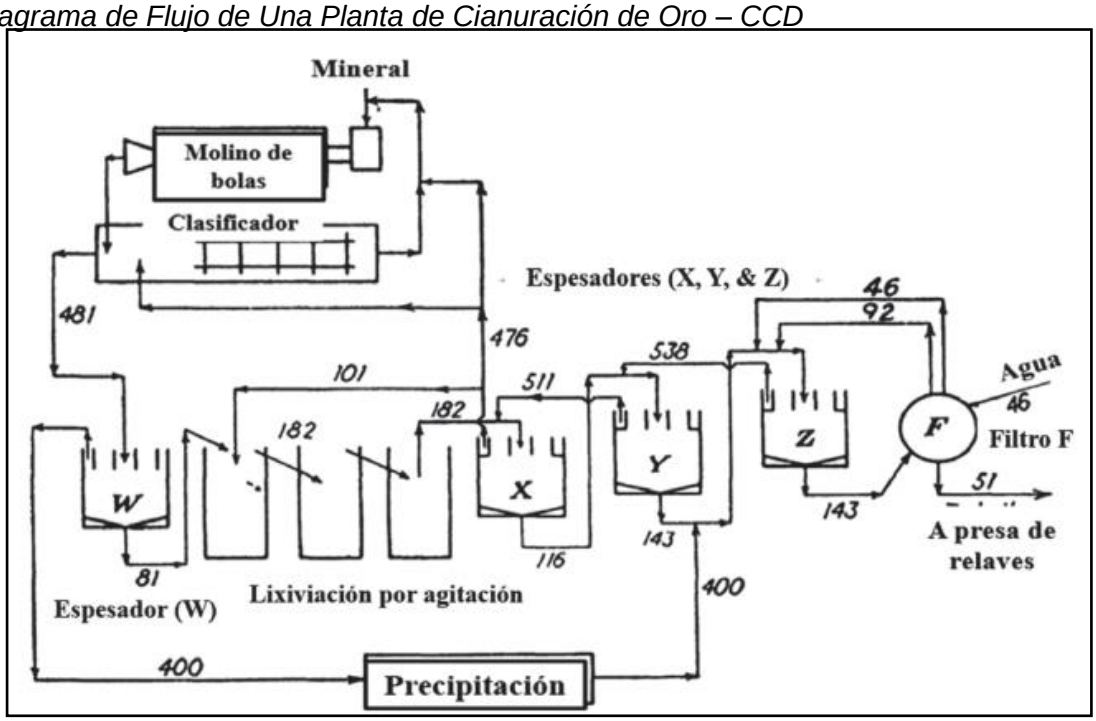
2.1.7 Decantación continua en contracorriente (CCD)

De los varios métodos y tipos de equipos que se utilizan en las operaciones de lixiviación, la decantación continua en contracorriente (CCD, por sus siglas en inglés) es aplicada ampliamente en cianuración. Esta tecnología, fue factible por la invención del espesador. Como se muestra en el diagrama de flujo de la Figura 16, el mineral y la solución de cianuro se alimentan juntos a través del circuito de molienda y son procesados luego a través de una serie de espesadores y tanques con agitación. La disolución del oro (o plata) se realiza en diversas partes del circuito, pero principalmente durante la molienda y la agitación en los tanques. Una gran parte de la solución se retira del primer espesador (W) para precipitación, después de la precipitación la solución estéril es devuelta al circuito en uno de los espesadores posteriores. Se puede variar el diagrama de flujo se puede

variar por el punto de retorno, la concentración de la solución, la cantidad de solución que va a la precipitación, la relación de solución a los sólidos en las descargas de los espesadores, etc. Todos ellos se ajustan para un mineral en particular con el fin de obtener la máxima extracción con menor pérdida de metal y cianuro. La solución de un problema de este tipo depende del hecho de que la cantidad de material que sale de cualquier unidad del sistema es igual a la cantidad que entra; esto es cierto con respecto al peso total de la solución, el peso de oro, y el peso de NaCN. Se pueden establecer ecuaciones basadas en estas relaciones y luego resueltas para despejar las incógnitas deseadas. La determinación de los pesos de la solución en cada línea de flujo de acuerdo con las condiciones del sistema, estos pesos luego son inscritos en el diagrama de flujo como se ha hecho en la Figura 16. A continuación, se formulan las ecuaciones para la determinación de los valores de ensayo de las soluciones en cualquiera de los puntos deseados en el circuito. A partir de los valores del análisis de oro se puede calcular la recuperación (en %), y obtener los valores de cianuro y la pérdida de NaCN.

Figura 16

Diagrama de Flujo de Una Planta de Cianuración de Oro – CCD



Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

2.1.8 Procesamiento de minerales refractarios de oro

La definición común de minerales de oro "refractario", se refiere a aquellos minerales que no permiten la recuperación de oro por concentración por gravedad estándar o lixiviación directa con cianuro. Una categoría importante de minerales refractarios es aquellos con valores de oro contenidos dentro de la estructura cristalina de los minerales de sulfuro tales como pirita y arsenopirita. Para lixiviar oro con cianuro la solución debe entrar en contacto directo con las partículas de oro.

Con muchos minerales de sulfuros, el mineral prácticamente no puede ser molido lo suficientemente fino para exponer las partículas de oro, por lo que se requiere un pretratamiento cuyo objetivo es eliminar el sulfuro de modo que al menos una pequeña parte de todas las partículas de oro están directamente expuestas a los elementos recuperadores de oro.

La naturaleza refractaria de los minerales de oro puede ser muy variada y es consecuencia de diversas causas entre las que pueden citarse las siguientes:

- Encapsulamiento físico: Oclusión de partículas submicroscópicas de oro en la matriz de sulfuros, lo que impide el contacto entre el cianuro y el oro. Este tipo de encapsulamiento es común en menas portadoras de sulfuros tales como pirita y arsenopirita.
- Consumo excesivo de cianuro: La presencia de sulfuros y compuestos cianicidas afecta el potencial redox (reducción/oxidación) de las soluciones y propicia la pasivación del oro durante la cianuración, consumiendo excesivo cianuro y oxígeno.
- Limitación de oxígeno: Ciertos iones entre los que se encuentran el ion ferroso, el ion sulfuro, ion sulfato, etc., tienden a consumir el oxígeno cuando están disueltos, lo que limita la cantidad de este elemento, fundamental para el proceso de cianuración.
- Presencia de materiales carbonáceos en el mineral: Residuos de hidrocarburos pesados, carbón lignítico, carbón grafítico o amorfo, etc., tienen la capacidad de absorber los complejos solubles de oro perjudicando así la recuperación del metal.

- Revestimiento de la superficie de las partículas de oro: Debido a la formación de capas de diversos compuestos, principalmente óxidos de hierro, antimonio o plomo, lo que impide la disolución del metal.

Los procesos disponibles de tratamiento implican la oxidación de azufre para formar sulfatos solubles en agua o dióxido de azufre. Los métodos de procesamiento de minerales refractarios casi siempre solo sirven para el propósito de tratar minerales que no se van a liberar de sus valores por lixiviación convencional con cianuro. El proceso de pretratamiento de mineral refractario es entonces seguido por una etapa convencional de cianuración. Los métodos de pretratamiento de minerales refractarios incluyen:

- Biolixiviación
- Autoclave (oxidación a presión)
- Tostación
- Clorinación
- Pre-oxidación
- Cal / Pre-tratamiento cáustico.

2.1.9 Carbón en pulpa (CIP)

El proceso de CIP es una variación del proceso convencional de cianuración. El mineral es triturado, molido finamente, y lixiviado con cianuro en una serie de tanques agitados para solubilizar los valores de Au. En lugar de separar los sólidos de la solución cargada, como en el proceso de cianuración tradicional, se añade carbono activado granular a la suspensión de lixiviado. El carbón adsorbe el Au de la solución de suspensión y se elimina de esta por tamizado grueso. En la práctica, esto se logra mediante una serie de cinco o seis tanques agitados donde el carbono y la suspensión de mineral se ponen en contacto en varias etapas en contracorriente. Se aumenta enormemente la carga posible de Au en el carbón manteniendo al mismo tiempo un máximo porcentaje de recuperación. El carbón se mantiene dentro de los tanques individuales de CIP por tamices instalados en el tanque. El tamaño de la apertura de los tamices en los tanques CIP es tal que las partículas de mineral finamente molido se pasan a través de los tamices, no así el carbón

grueso. Casi todos los tipos imaginables de cedazos han sido probados para esta aplicación, con algunos tipos más exitosos que otros.

La principal ventaja de la recuperación de carbón en pulpa (CIP) en comparación con el proceso Merrill Crowe es la eliminación de los sólidos de mineral lixiviado y la unidad de operación de separación del líquido. La etapa de separación implica típicamente una serie de etapas de espesadores o filtros continuos dispuestos para el lavado en contracorriente o filtración de los sólidos. Para minerales que exhiben una tasa de filtración lenta, tales como minerales con alto contenido de arcilla, la decantación en contracorriente (CCD) puede convertirse en un costo prohibitivo.

Figura 17

Comparación Entre Merrill – Crowe y Carbón Activado

Merrill Crowe	Carbón Activado
Cinética muy rápida	Cinética rápida
Muy sensible a los sólidos, oxígeno y otrosiones	Insensible a sólidos, oxígeno y otros iones
Moderada facilidad en la operación	De muy fácil operación
Des oxigenación	No se desoxigena
Clarificar	No se clarifica
Filtrar	No se filtra
Sulfuros solubles interfieren en la precipitación	Menos sensible a presencia de sulfurossolubles
Mayores controles químicos	
Cianuro libre	No existe cianuro libre
Alcalinidad	No alcalinidad
Mayores equipos	Menos equipos
Más inversión	Menos inversión
Más mantenimiento	Menos mantenimiento
Mayor costo de operación	Menos costos de operación
Mayor infraestructura civil	Menos infraestructura civil
Mayor espacio de instalación	Menos espacios en instalación
El ion zinc disminuye la actividad de lassoluciones	Capta iones e incrementa el gradiente dedisolución
Zn no recuperable	El carbón activado se regenera
Precipitados más impuros, menor porcentajede oro	Perdida de oro en el carbón fino
Más eficiente para soluciones muy ricas	Soluciones muy ricas
No trabaja en medios ácidos	Trabaja en medios ácidos
No controla Pre - Robbing	Control eficiente del Prerobbing
El ion zinc contamina las soluciones	No usa agua de lavado
	Grandes inventarios de carbón

Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

Recuperación del oro de la solución

- **Reducción por zinc (Proceso Merrill-Crowe)**
- Digestión ácida
- Fundición
- **Adsorción con carbón activado (CIL / CIP)**
- Elución
- Electrodeposición (EW)
- Fundición
- **Adsorción con resina**
- Elución
- Electrodeposición (EW)
- Fundición

2.1.10 Carbón en lixiviación (CIL). El proceso CIL integra la lixiviación y CIP en una operación individual del proceso. Los tanques de lixiviación están equipados con cedazos de retención de carbón y los tanques del CIP son eliminados. El carbón se añade en lixiviación de manera que el Au se adsorbe en carbón casi tan pronto como se disuelve por la solución de cianuro. El proceso CIL se usa frecuentemente cuando carbón nativo está presente en el mineral de Au. Este carbón nativo adsorberá el lixiviado de Au y evita su recuperación. Este fenómeno se conoce comúnmente como "preg-robbing". El carbón añadido en CIL es más activo que el carbón nativo, por lo que el Au se adsorbe preferentemente por carbón que puede ser recuperado por decapado (stripping). El proceso de CIL con frecuencia se utiliza en pequeñas plantas de cianuración para reducir la complejidad y el costo del circuito. Hay varias desventajas del CIL en comparación a CIP.

- El carbón de carga será de 20 a 30% menor que con CIP, lo que significa más carbón tiene que ser despojado. (Esta desventaja se puede superar mediante un circuito, que incorpora un hibrido entre CIL y CIP)

- El proceso CIL requiere un inventario más grande de carbón en el circuito, lo que resulta en una mayor cantidad de Au ligado al proceso. El mayor inventario de carbón también puede resultar en mayores pérdidas de este (y Au) por desgaste de carbón.

2.1.11 Proceso MERRILL – CROWE. El método tradicional para la recuperación de Au de soluciones de cianuro era con precipitación de zinc. Originalmente, las soluciones se pasaban a través de cajas que contenían virutas de Zn metálico. El Au y la Ag se precipitaban de la solución por un procedimiento de reacción simple de remplazo (cementación). Alrededor de los años 1906, la precipitación con virutas de Zn se sustituyó por el método Merrill Crowe de precipitación con Zn en polvo.

$$Zn + 2\ Au(CN)_2^- = 2\ Au + Zn(CN)_4 - 2$$

El proceso Merrill-Crowe comienza con la filtración de la solución concentrada (PLS) en los filtros. Los tipos de filtros utilizados son los filtros prensa y filtros de vacío de hojas.

Figura 18

Proceso Merrill – Crowe

Fuente: Uceda Herrera, D. Marzo (2016). Hidrometalurgia Química e Ingeniería. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

Generalmente, una precapa de tierras diatomeas se utiliza para producir una solución transparente clara. La solución clarificada se pasa entonces a través de una torre de desaireación al vacío donde se elimina el oxígeno de la solución. El Zn en polvo se añade entonces a la solución con un alimentador de polvo químico seco y un cono de

emulsificación de Zn. La reacción del polvo fino de Zn con la solución es casi instantánea. El precipitado de Au luego se recupera en los marcos de los filtros prensa.

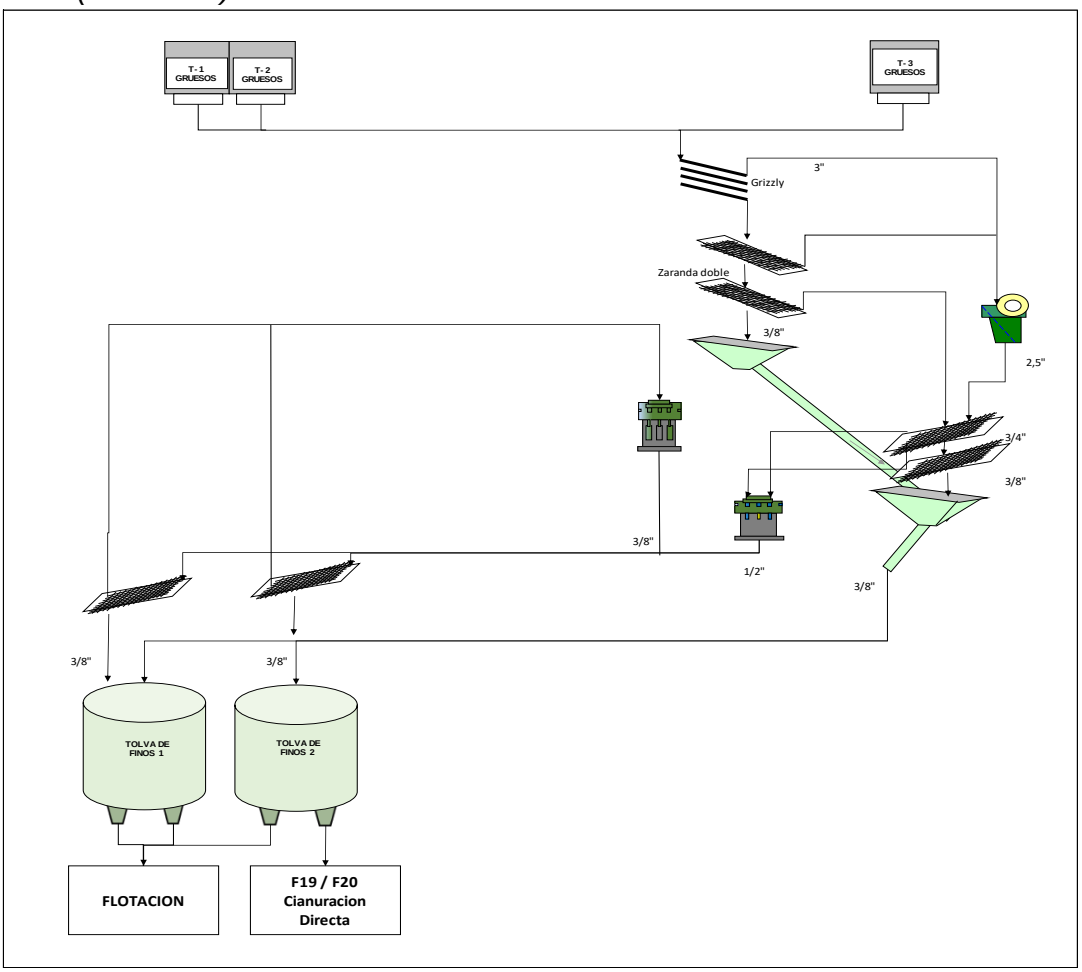
2.2. Marco conceptual

2.2.1 Descripción del proceso

2.2.1.1 Proceso de chancado.

Figura 19

Flow sheet (Chancado) Planta concentradora de oro.



Fuente: Elaboración propia

La Planta concentradora de oro cuenta con una chancadora de quijadas y dos chancadoras cónicas, las tolvas de gruesos alimentan al Grizzly mediante un Apron Feeder. El Grizzly clasifica los que son mayores a 3”, del cual es el alimento de la chancadora de quijadas y los que son menores a 3” son clasificadas mediante zarandas dobles, el mineral que tiene un tamaño entre -3” y +3/8” son de nuevo clasificadas en una zaranda doble, los que tiene un tamaño de +3/4 será el nuevo alimento de la chancadora

cónica, los que son menores a 3/8” y que fueron clasificada en la primera zaranda doble son transportadas mediante una faja a la tolva de finos (1) y (2) con un t de -3/8”.

El producto de la chancadora de quijadas con un P80 de 2.5” es clasificado mediante zarandas dobles el cual los que tiene tamaño -3/8 son transportadas a las tolvas de finos (1) y (2), los que tiene tamaño entre -3/4 y +3/8, será el alimento de la chancadora cónica (1) del cual su producto tendrá un P80 de 1/2”, este producto se clasifica mediante zarandas del cual los que son mayores a 3/8” serian el nuevo alimento para la chancadora cónica (2) teniendo un P80 de 3/8” y dicho producto será clasificado por las mismas zarandas, el producto -3/8” se depositarían en las tolvas de finos (1) y (2), los de +3/8” retornara a la chancadora cónica (2) formando un circuito cerrado.

Figura 20

Molino 9´Øx12´L, Molino 8´Øx10´L N^{0}1 y Molino 8´Øx10´L N^{0}2.

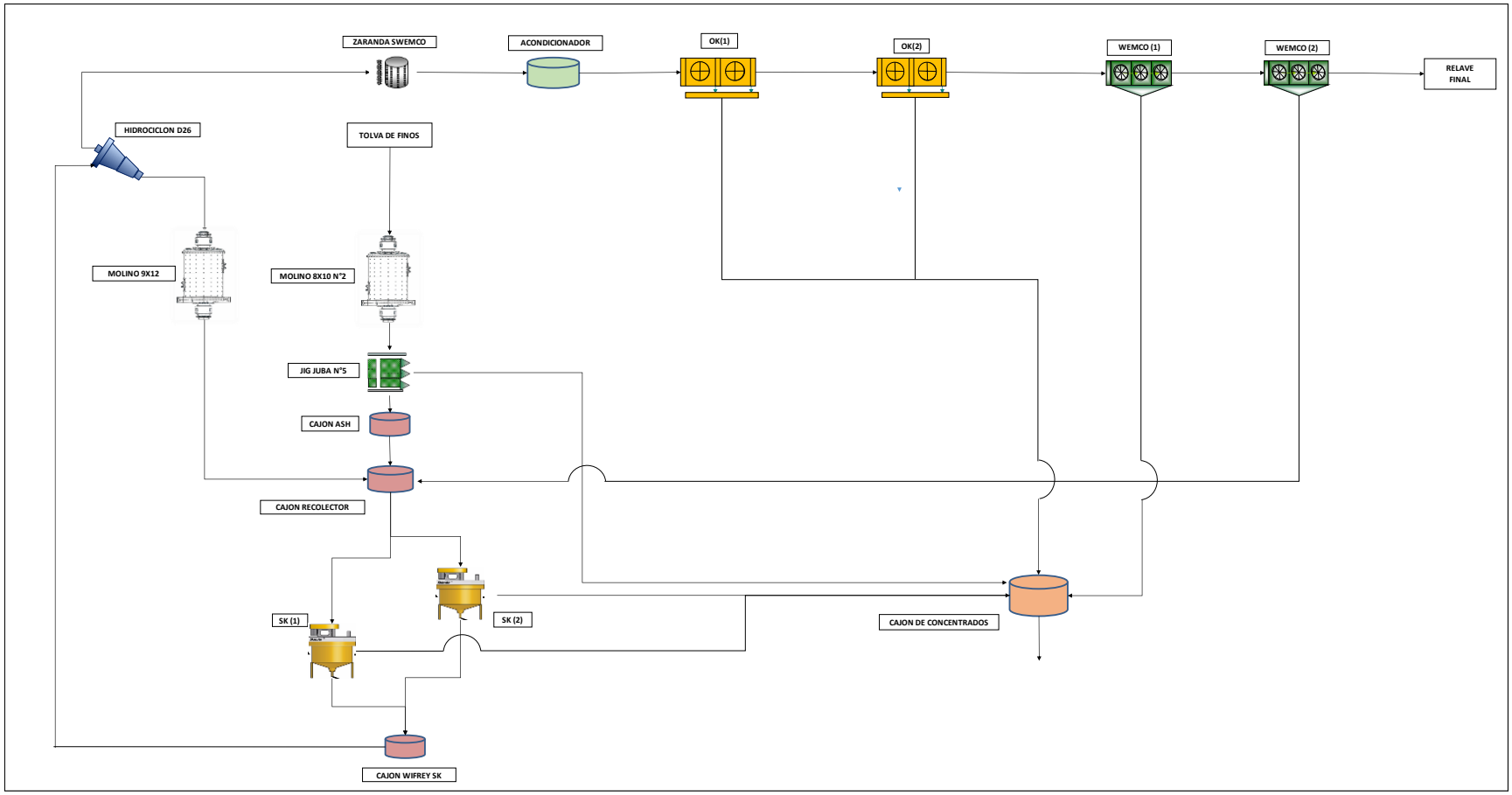
Fuente: Elaboración Propia

2.2.1.2 Proceso de molienda y flotación. La Planta concentradora de oro cuenta con dos procesos, flotación y cianuración directa, en el caso del procesos de flotación inicia con el proceso de chancado el cual es alimentado a través de la tolva de finos (1) al Molino 8´Øx10´L N^{0}2 la descarga alimenta a los JIGS YUBA N^0 5 (Gravimetría) el oro grueso pasa a un cajón de concentrados y el fino seria el nuevo alimento para las celdas SKIM AIR (1) y SKIM AIR (2) el concentrado de dichas celdas pasa al cajón de

concentrados y la descarga será el nuevo alimento del Hidrociclón D-26 (Clasificación) del cual el Underflow del Hidrociclón D-26 pasa a un Molino 9´Øx12´L, la descarga de este último pasa a un cajón recolector y este alimenta a las celdas SKIM AIR (1) y SKIM AIR (2) cerrando el circuito. El Overflow del Hidrociclón D-26 pasa por una Zaranda SWEMCO (Zaranda astilladora) y a un acondicionar el cual será el nuevo alimento de las celdas OK 16 (1) y OK 16 (2), el concentrado de dichas celdas se dirigen a un cajón recolector y el relave serian el alimento de las celdas SWEMCO (1) y (2), el concentrado de la SWEMCO (1) se dirige al cajón de concentrados y el relave seria el alimento de la SWEMCO (2), el concentrado de la SWEMCO (2) pasaría a un cajón recolector y el relave de la SWEMCO (2) sería el Relave final el cual es usado como relleno hidráulico y el agua es tratada en la Planta de tratamiento de aguas.

Figura 21

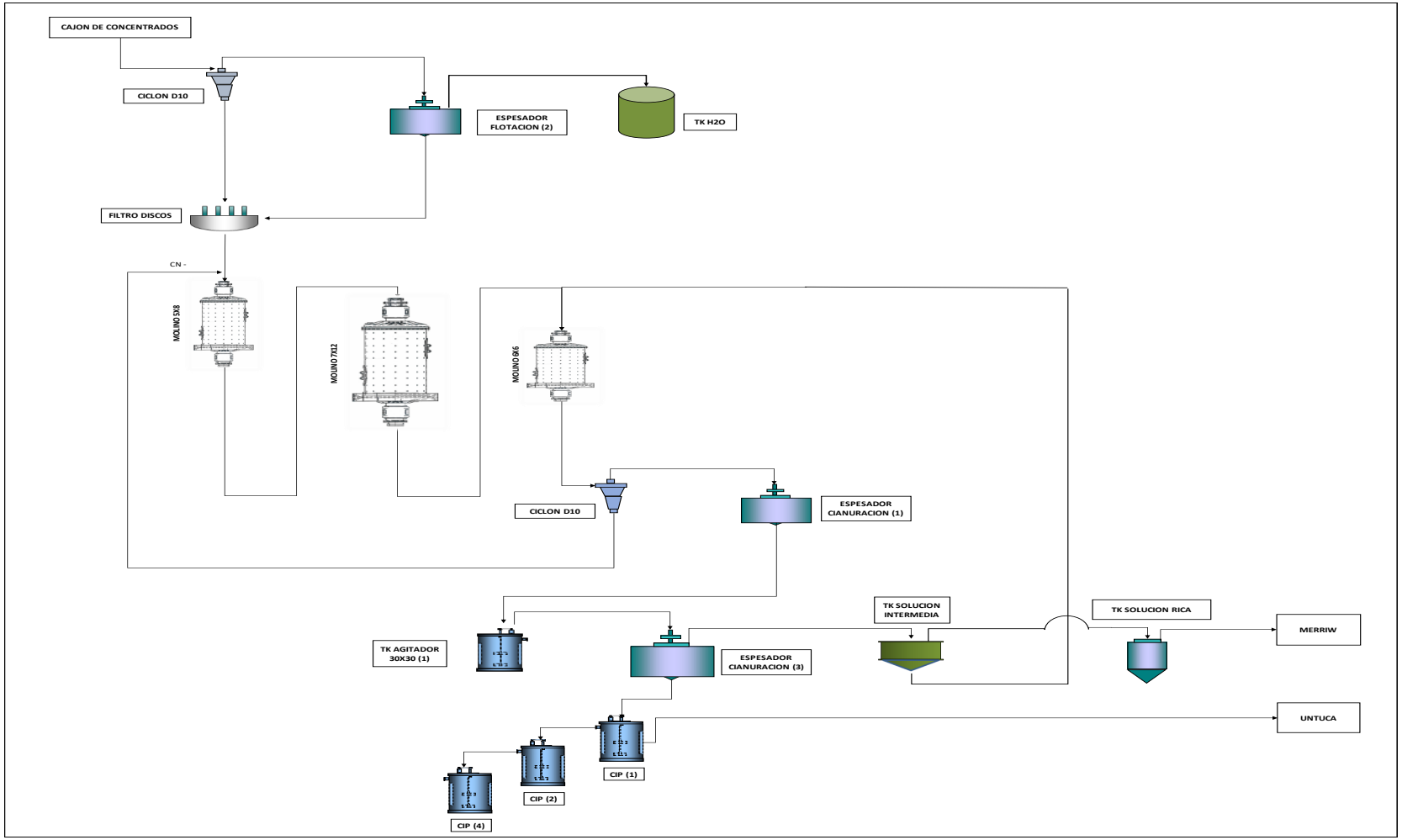
Flow sheet (Molienda y Flotación) Planta concentradora de oro.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 22

Flow sheet (Molienda y Flotación) Planta concentradora de oro.



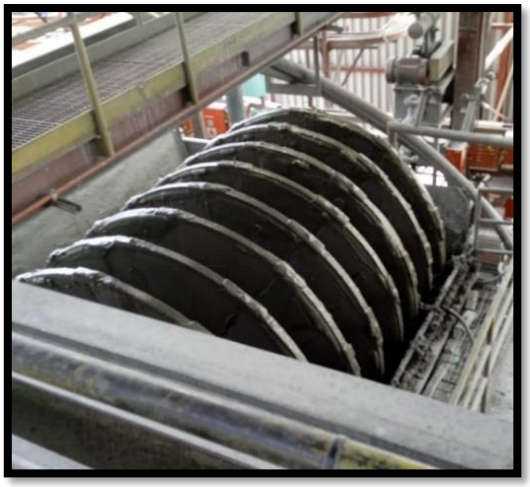
Fuente: Elaboración Propia

El cajón de concentrados alimenta a un Hidrociclón D-10 el Overflow pasa a un Espesador de Flotación (2) del cual se recupera el agua y es almacenada en un tanque, la descarga del Espesador va a un filtro de discos, así mismo el Underflow del Hidrociclón D-10.

La descarga del filtro es el nuevo alimento del Molino 5´Øx8´L, del cual se trata con solución intermedia (CN^-), la descarga del Molino 5´Øx8´L es el alimento del Molino 7´Øx12´L, la descarga de este último es el nuevo alimento del Molino 6´Øx6´L, la descarga de la remolienda del Molino 6´Øx6´L pasa al Hidrociclón D-10 del cual el Underflow de dicho Hidrociclón retorna al Molino 5x8 simulando un circuito cerrado y el Overflow se dirige al Espesador de Cianuración (1), la descarga de este último pasa a un Tanque Agitador 30´x30´ (1) y es bombeado a un Espesador de Cianuración (3), la descarga de dicho espesador es bombeada a los CIP (1), CIP(2) y CIP(4) del cual mediante adsorción de carbón activado se recupera el oro y es depositado en bidones de 100 kilos en la Planta Piloto. En cambio, el rebose del Espesador de Cianuración (3) es bombeada a un tanque de solución intermedia el cual la descarga es el alimento de Molino 6´Øx6´L y el rebose pasa al tanque de Solución Rica del cual el oro se recupera por el proceso de Merrill Crowe.

Figura 23

Filtro de discos

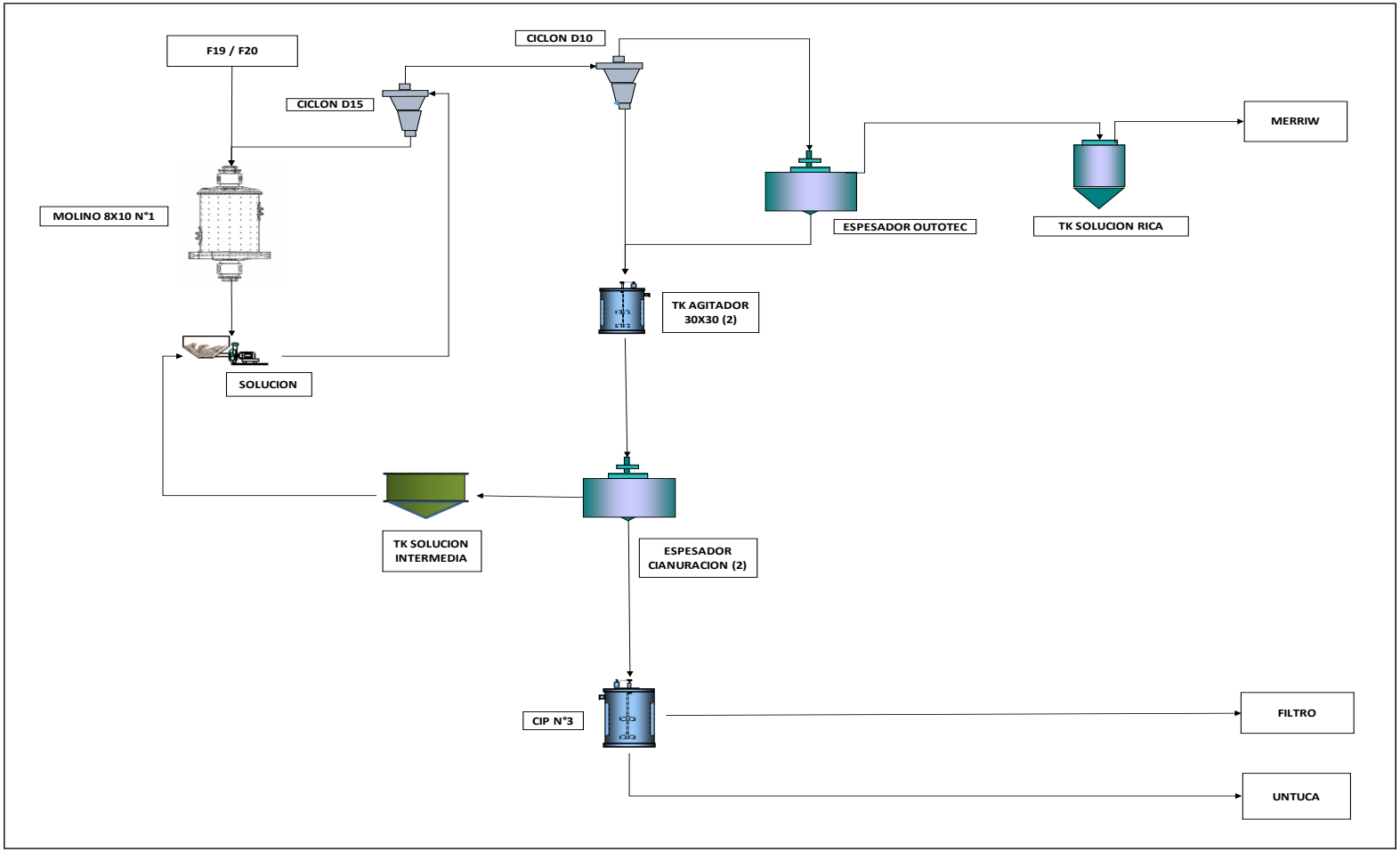


Fuente: Elaboración Propia

2.2.1.3 Proceso de cianuración.

Figura 24

Flow sheet (Cianuración Directa) Planta concentradora de oro.



Fuente: Elaboración Propia

La Planta concentradora de oro cuenta con el proceso de Cianuración Directa del cual procesan mineral de compra. El alimento que proviene de la Faja 19 o 20 alimenta al Molino 8´Øx10´L $N^0$1 del cual es reducido de tamaño a malla 200 con solución intermedia, la descarga es el alimento del Hidrociclón D-15 del Underflow retorna al Molino 8´Øx10´L formando un circuito cerrado, el Overflow del Hidrociclón D-15 pasa a un cajón de paso y este último alimenta a un Hidrociclón D-10, el Overflow es bombeado a un Espesador OUTOKUMPU y el rebose de dicho espesador es bombeado al Tanque de Solución Rica, del cual pasa al proceso de Merrill Crowe para recuperar el oro en forma de precipitado. La descarga del Espesador (OUTOTEC) se junta con el Underflow del Hidrociclón D-10 del cual son bombeados al Tanque Agitador 30´x30´ (2) y es bombeado al Espesador de Cianuración (2), la descarga se bombea al CIP (3) y es tratado en la Planta Piloto. El rebose del Espesador de Cianuración (2) pasa al Tanque de Solución Intermedia y este va al Molino 8´Øx10´L $N^0$1 cerrando el circuito de Cianuración directa. El relave es tratado en la Planta de destrucción de cianuro, el cual el CN^- es destruido con peróxido.

Figura 25

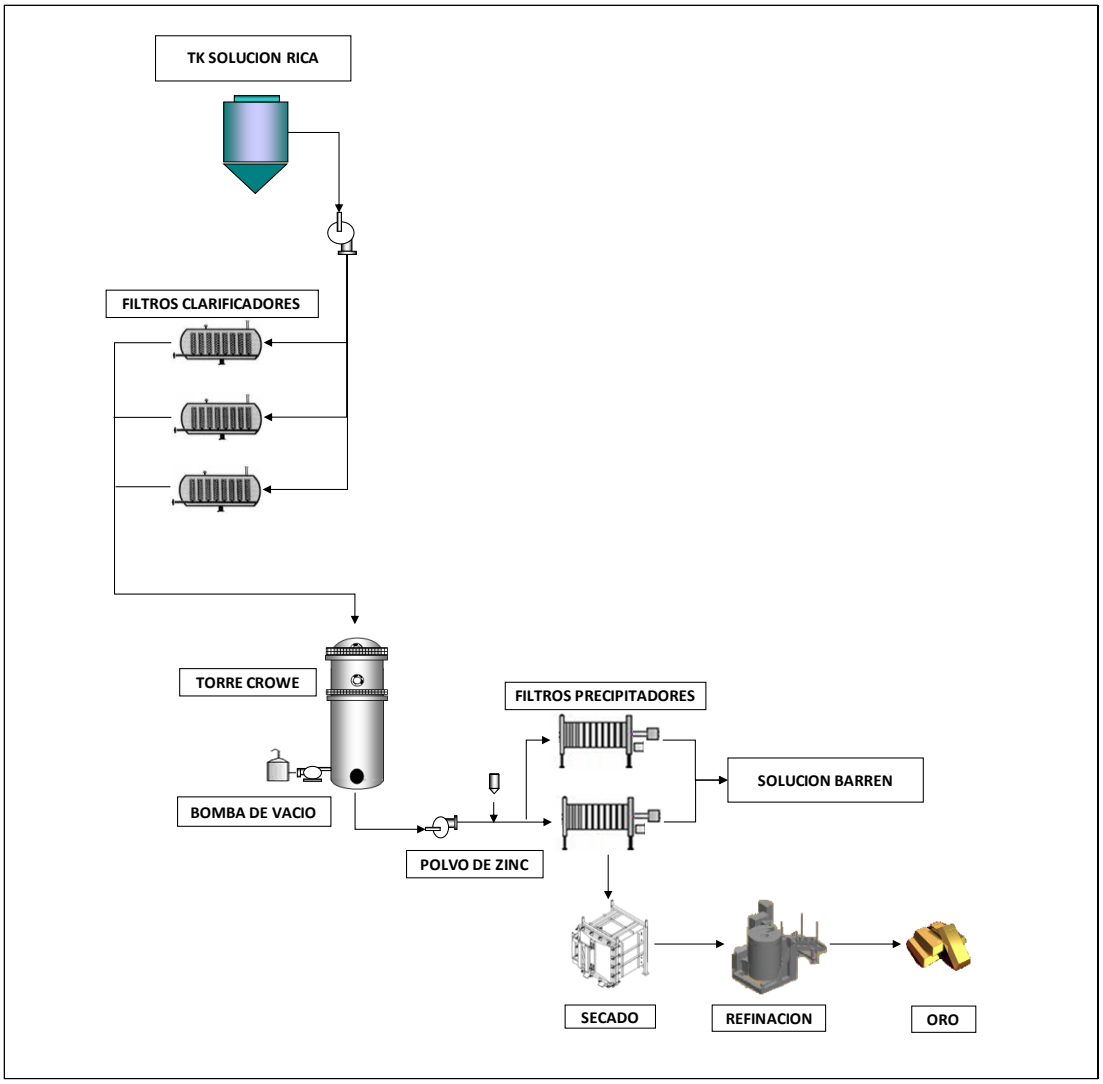
Espesador OUTOKUMPU.

Fuente: Elaboración Propia

2.2.1.4 Proceso MERRIL CROWE.

Figura 26

Flow sheet (Merril Crowe) Planta concentradora de oro.



Fuente: Elaboración Propia

La Planta concentradora de oro cuenta con el proceso de Merril Crowe o proceso de recuperación de oro, una vez obtenido la solución rica o solución cianurada con contenido de oro es bombeada a los filtros clarificadores en el cual debe contener una turbidez de 5 NTU luego la solución pasa a la Torre Crowe para desoxigenar la solución rica con un contenido de O_2 menor a 0.5ppm, luego adiciona polvo Zinc con una granulometría de -400 mallas con la finalidad que precipite los valores disueltos de oro contenido en el líquido clarificado y desoxigenada. El zinc reacciona con el cianuro dejando libre el oro bajando la turbidez, la solución barren vuelve al circuito.

El oro es filtrado en los filtros precipitadores teniendo un queque o precipitado que es secado en horno y llevados a un molino, finalmente es llevado a lima para su refinación y obtener el oro con una ley mayor al 99%.

Figura 27

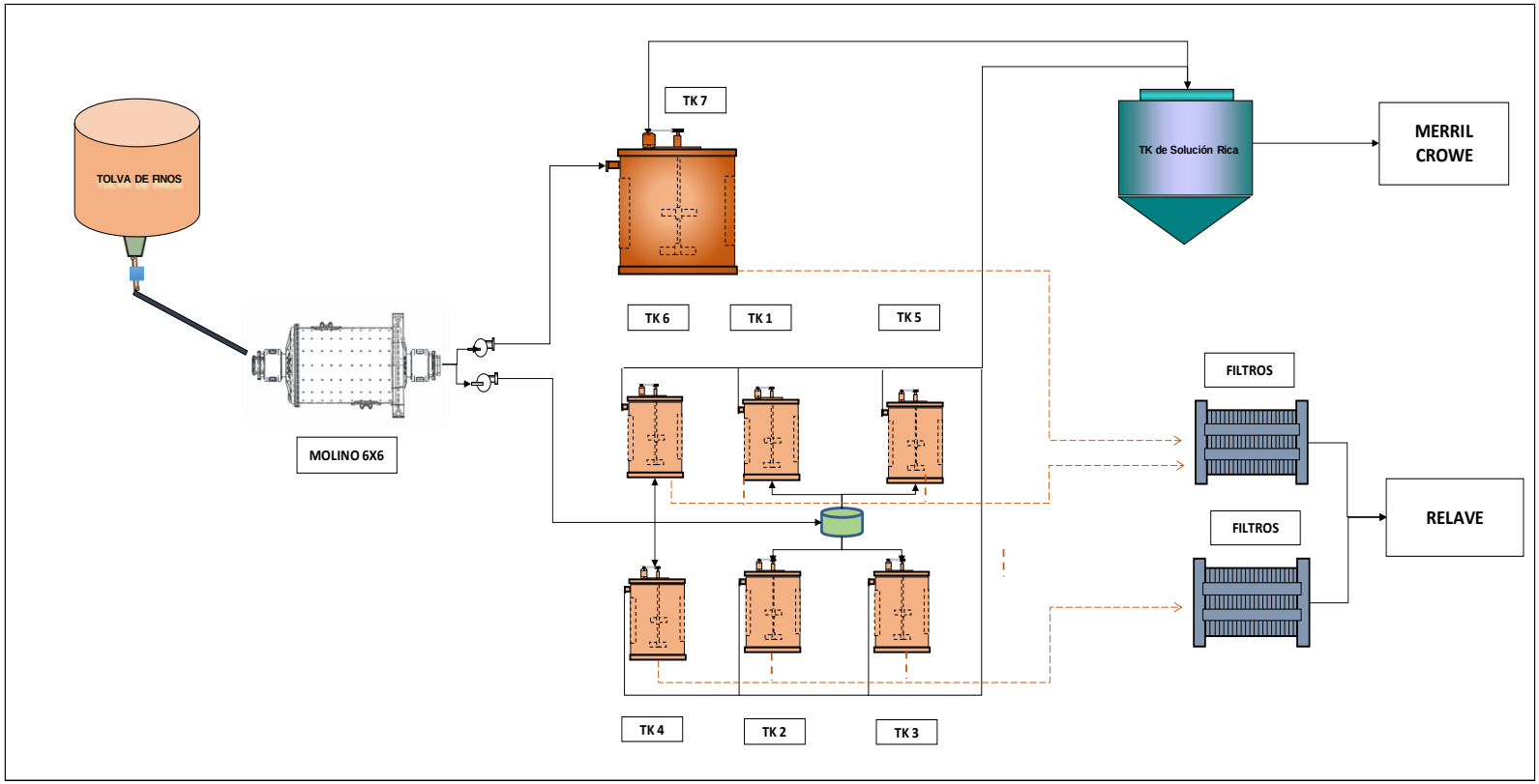
Torre Crowe

Fuente: Elaboración Propia

2.2.2 Planta piloto

Figura 28

Flow sheet Planta Piloto



Fuente: Elaboración Propia

La Planta concentradora de oro cuenta con una Planta Piloto que procesa 200 TMS al mes con una ley de 435,86gAu/TM. La tolva de finos es alimentada mediante un cargador el cual alimenta de 11 a 13 bolsas de Big Bag traídas de Coripuno o Antioquia (Colombia) estas bolsas de Big Bag son lixiviadas en los Tanque (1), (2), (3), (4), (5) y (6) en cambio para el Tanque (7) que tiene mayor capacidad, lixivia 37 bolsas de Big Bag. El proceso consiste que la tolva de finos alimenta al Molino 6´Øx6´L mediante una faja transportadora, el tiempo de molienda es de 13 horas es decir cada bolsa de Big Bag equivale a 1 hora. El alimento del Molino 6´Øx6´L se le vierten Barren y $Pb(NO_3)_2$ (Catalizador), Luego la descarga del Molino 6´Øx6´L será el nuevo alimento para los Tanques (1), (2), (3), (4), (5), (6) y (7) del cual es lixiviado con cianuro y oxidado con aire, luego es bombeado al Tanque de solución rica y posteriormente tratado en el proceso de Merril Crowe. Tener en cuenta que los tanques se realizan como mínimo 5 lavadas para obtener todo el oro posible, cada lavada que se hace es llevado una muestra al laboratorio químico para obtener la ley de oro, y saber en qué lavada se debe bombear a los filtros prensas y posteriormente el precipitado es tratado en la planta de tratamiento de relaves.

Figura 29

Flujómetro.

Fuente: Elaboración Propia

Figura 30

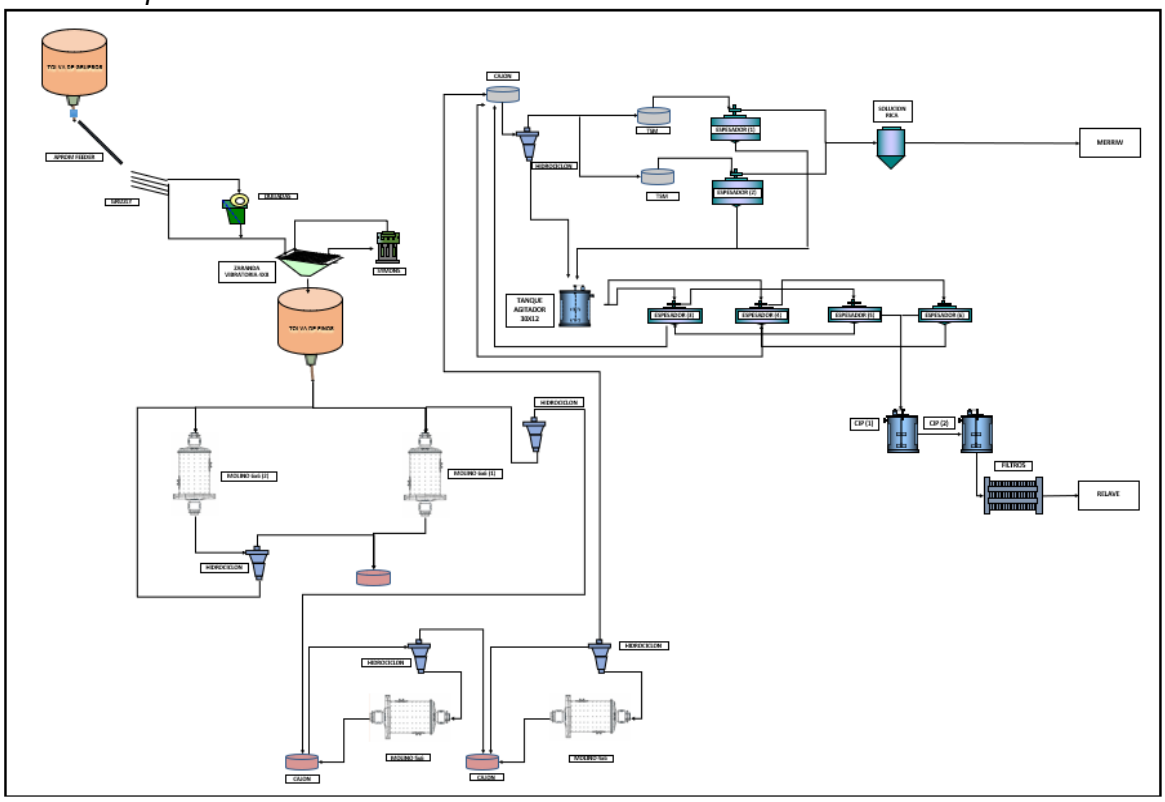
Molino 6'Øx6L.

Fuente: Elaboración Propia

2.2.3 Planta concentradora de oro (200 TMS)

Figura 31

Flow sheet planta concentradora de oro 200 TMS



Fuente: Elaboración Propia

La Planta concentradora de oro cuenta con una planta de 200 TMS, del cual inicia con el procedo de chancado, la tolva de gruesos alimenta al Grizzly mediante un Apron

Feeder, el Grizzly clasifica los que son mayores a 1” seria el alimento de la chancadora de quijadas y los que son menos a 1” son clasificadas mediante zarandas vibratoria 4x8, el mineral que tiene un tamaño entre -1” y +3/8” son de nuevo clasificadas en una chancadora cónica Symons y los que son -3/8” se depositaran en la tolva de finos de capacidad de 50 Tn.

El producto de la chancadora de quijadas con un P80 de 1” es clasificado mediante zarandas vibratoria del cual los que tienen tamaño -3/8” son transportadas a las tolvas de finos y los que tienen tamaño entre -1” y +3/8” será el alimento de la chancadora cónica Symons, del cual su producto tiene un P80 de 3/8”, este producto se clasifica mediante una zaranda vibratoria 4x8 en +3/8” y -3/8” cerrando el proceso de chancado.

La tolva de finos alimenta a los Molino 6´Øx6´L $N^0$1 y Molino 6´x6´$N^0$2 del cual este último su descarga es el alimento de los hidrociclones (1) y Underflow retorna al Molino 6´Øx6´L $N^0$2, formando un circuito cerrado, su Overflow del hidrociclón (1) pasa a un cajón y se junta con la descarga del Molino 6´Øx6´L $N^0$1, dicho cajón alimenta al hidrociclón (2), el underflow de este último retorna al Molino 6´Øx6´L $N^0$1, formando un circuito cerrado, el Overflow del hidrociclón (2) pasa a un cajón y se junta con la descarga del Molino 5´Øx6´L en un cajón, dicho cajón alimenta al hidrociclón (3), del cual el underflow retorna al Molino 5´Øx6´L formando un circuito cerrado y el overflow de dicho hidrociclón (3) pasa a un cajón y se junta con la descarga del Molino 4´Øx6´L. Este producto será el nuevo alimento del hidrociclón (4), del cual el underflow retornaría al Molino 4´Øx6´L formando un circuito cerrado y el overflow pasa por un DSM del cual consiste en eliminar las impurezas (basura) para tener una pulpa más limpia.

La pulpa pasa por un hidrociclón (5), el overflow de este último pasa a los espesadores (1) y (2), el rebose pasa a un tanque de solución rica y finalmente al proceso de Merrill Crowe. El underflow del hidrociclón (5) pasa a un Tanque 19´x19´ del cual es lixiviado y dicho producto es bombeado a los espesadores (3), (4), (5) y (6) haciendo un lavado contracorriente (CCD). El rebose pasa de nuevo a los Espesadores (1) y (2) cerrando el circuito y la descarga del Espesador (5) y (6) van a los CIP (1) y CIP (2) del

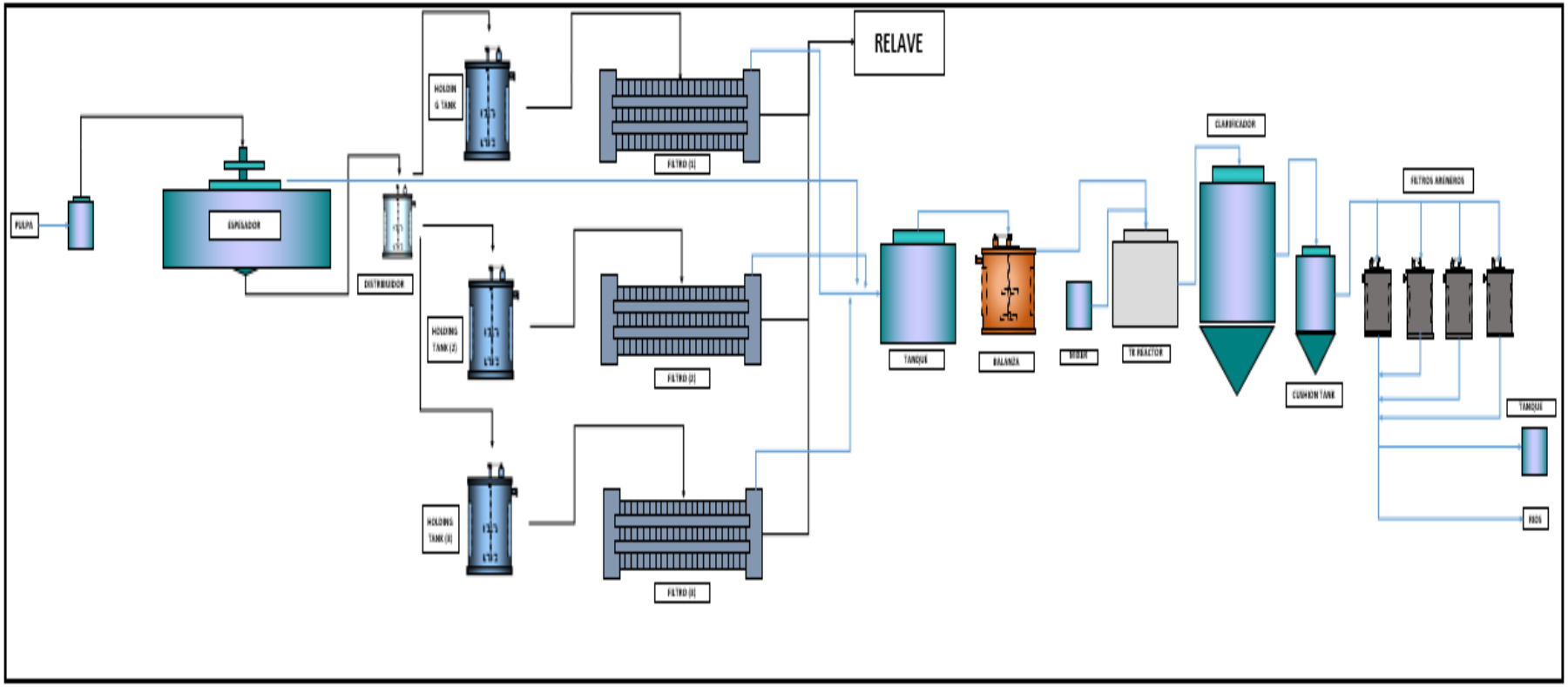
cual se recuperan 8kg por tonelada de carbón y la pulpa es bombeado a los filtros terminando el circuito.

2.2.4 Planta tratamiento de relaves

La Planta concentradora de oro cuenta con una planta de destrucción de arsénico. La pulpa que viene de la Planta concentradora de oro (Proceso de flotación) pasa por un tanque para obtener una densidad entre 1.5 y 1.8 gr/cc del cual pasa a un espesador, el rebose pasa a un tanque y la descarga es bombeado a un tanque distribuidor del cual distribuye dicha descarga en 3 Holding Tank, distribuye la carga en 3 filtros de 2000-3000 Tn, La pulpa filtrada es llevada mediante fajas a la relavera y el agua recuperada pasa hacia un tanque del cual pasa hacia una balanza y se le vierte sulfato ferroso que trabaja como floculante para el arsénico y otros metales y el peróxido del cual oxida al cianuro. Luego dicha agua se dirige hacia un tanque reactor, pero antes de eso se prepara cloruro férrico para bajar pH o soda caustica para aumentar el pH, el pH debe estar entre 6.5 y 7 eso ya depende del agua que ingresa a la Planta de Tratamiento de Agua (PTA), luego es bombeado hacia un clarificador y Cushion Tank para finalmente ser bombeada por 4 filtros areneros del cual distribuye una parte para un tanque de agua y otra para los ríos.

Figura 32

Flow sheet Planta de tratamiento de relaves



Fuente: Elaboración Propia

2.2.5 Diseño experimental

El diseño experimental o diseños de experimentos es la aplicación de un método científico para obtener conocimiento sobre un sistema o proceso a través de experimentos diseñados apropiadamente. Este método se ha incorporado como un conjunto de técnicas estadísticas y de técnicas de ingeniería para comprender mejores situaciones causales complejas que tienen una relación causa-efecto.

El propósito del diseño factorial es estudiar los efectos de diferentes factores sobre una o varias respuestas cuando todos los factores tienen los mismos intereses. Como, por ejemplo, uno de los principales objetivos específicos más importantes que en algunas oportunidades tiene un diseño factorial es determinar la combinación de niveles de los factores con la finalidad que el desempeño del proceso sea mejor o más eficiente

Los factores controlables son de dos tipos, el primero puede ser cualitativo (maquinarias, tipos de materiales, operadores, la presencia o ausencia de una operación previa, formas geométricas, desgastes de máquinas, etc.), y el segundo tipo cuantitativo (temperaturas, dosificaciones de reactivos, humedades, velocidades, presiones, porcentaje de sólidos, etc.). Para así estudiar de qué manera influencia cada factor o factores sobre las variables respuestas, pero teniendo en cuenta que es primordial elegir al menos dos niveles de prueba para cada uno de ellos. Con la aplicación del diseño factorial completo se corren aleatoriamente todas las posibles combinaciones que se forman con los correspondientes niveles de los factores a investigar.

Es así como la matriz de diseño o arreglo factorial está conformado por un conjunto de puntos experimentales o tratamientos que pueden originarse siempre y cuando se considere todas las posibles combinaciones de los niveles de los factores. Como por jemplo si tenemos 2 factores y ambos con dos niveles respectivos, se formará un diseño factorial de $2x2=2^2$, el cual consiste en cuatro combinaciones o cuatro puntos experimentales diferentes. En el caso de que un factor tenga tres niveles y el otro factor dos niveles se podrá diseñar 3x2 combinaciones que dan un origen al diseño factorial 3x2. Se debe observar que en el nombre de diseño factorial va incorporado el número de tratamientos

que estarán compuestos. Por otro lado, para saber el número de corridas experimentales que tendremos en total se debe multiplicar el número de tratamientos hechos por el número de replicas, donde una de estas se llevara a realizare cada vez que se corra el arreglo completo.

En forma general y resumida, la familia de los diseños factoriales de la forma 2^k consiste en k factores, todos son de dos niveles y la familia de diseños factoriales de la forma 3^k consiste en k factores, todos y cada uno de estos factores con tres niveles.

2.2.5.1 Experimento. Se define o denomina experimento al cambio o transformación en las condiciones de operación de un sistema o proceso, que se realiza con el propósito de medir el efecto o los efectos del cambio sobre una o varias propiedades principales del producto o resultado. Es por eso por lo que el experimento nos permite incrementar los conocimientos acerca del sistema o proceso. Un ejemplo es cuando en un proceso químico se pueden probar varias o diferentes temperaturas y presiones, y medir los cambios observados en el rendimiento o eficiencia del proceso. Cuando se analizan los efectos o datos se obtendrá un mayor conocimiento del proceso químico, lo cual permitirá mejor el desempeño del proceso.

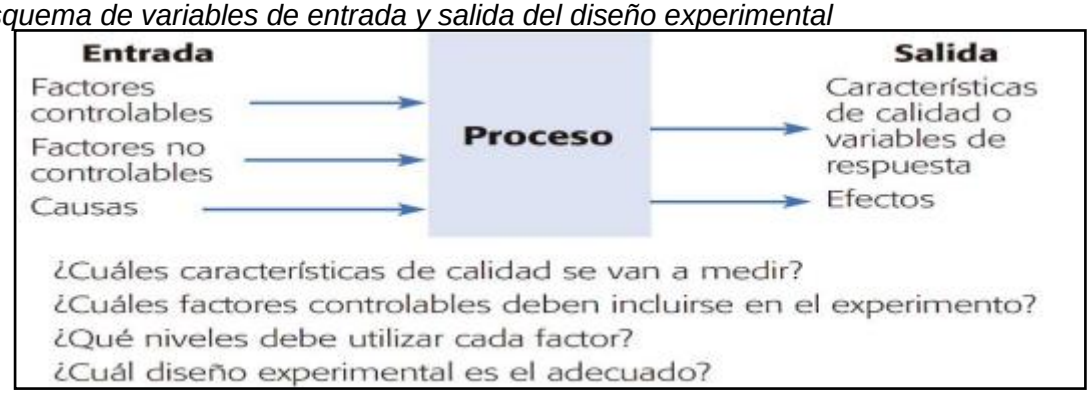
2.2.5.2 Unidad experimental. La definición de unidad experimental es que son las piezas o muestras que se utilizan para generar un valor que sea el más representativo del resultado del experimento o prueba. En cada aplicación del diseño de experimentos es importante tener conocimiento de manera cuidadosa la definición de la unidad experimental, ya que esta es una pieza o muestra de una sustancia o también un conjunto de piezas producidas que dependerá del proceso que se estudia o se estudiará. Un ejemplo es si se quiere investigar algunas alternativas para disminuir el porcentaje del número de piezas defectuosas, en un proceso donde se produce cantidades de piezas en un corto tiempo, es notorio que no sería de manera confiable que la unidad experimental este conformado por una sola pieza, en la cual se observe si en solo una condición experimental estaba defectuosa o no. Es aquí donde la unidad experimental será una cierta cantidad de piezas que se producirán en las mismas condiciones experimentales, y tendrá como

finalidad analizar cuantas de ellas están defectuosas o para cambiar y cuantas están en buen estado.

2.2.5.3 Variables, factores y niveles. En particular en todo proceso intervienen distintos tipos de variables o factores como los que se observan en la Figura 32, donde también se pueden apreciar algunas interrogantes desconocidas al tener planeado un experimento. Variables o variables de respuesta: A través de estas variables se puede tener conocimiento de los efectos o los resultados de cada prueba experimental (véase Figura 2.33), por lo que pueden ser características esenciales de la calidad de un producto y/o variables que pueden medir el desempeño o eficiencia de un proceso. El propósito principal de muchos estudios experimentales es encontrar la forma o manera de mejorar las variables de respuesta. Por lo general, estas variables se denotan con letra Yi.

Figura 33

Esquema de variables de entrada y salida del diseño experimental



Fuente: Elaboración propia

2.2.5.4 Factores controlables. Se define como las variables o factores que se presentan en un proceso que son establecidos en un cierto nivel. En ocasiones algunas de estos factores son los que mayormente se controlan durante la operación del proceso (véase Figura 2.70), y se diferencian porque a cada uno de ellos se origina alguna manera o algún mecanismo para poder manipular o estructurar su nivel de operación. Un claro ejemplo es cuando en un proceso se usa agua a 70°C por lo tanto deberá existir algún mecanismo que nos permita establecer o fijar la temperatura del agua dentro de un intervalo de operación. En ocasiones algunas características o factores que usualmente se controlan son: la temperatura, el tiempo de residencia, el consumo de cierto reactivo, los

tipos de reactivos, los métodos en el que operan, la velocidad, las presiones, y muchas más. A las variables o factores controlables también se les denomina variables de entrada, condiciones de proceso, variables de diseño, parámetros de proceso, las Xi de un proceso o resumidamente factores.

2.2.5.5 Factores no controlables. Son los factores o variables de un proceso que no se pueden controlar durante el experimento o en la operación normal del proceso. Como, por ejemplo, en ocasiones algunos factores que podrían ser no controlables son las variables ambientales (luz, viento, humedad, temperatura, ruido, partículas, y muchas más.), el desgano de los operadores o supervisores, la calidad del material hecho que se recibe del proveedor. Una variable o factor que en un momento no es controlable puede transformarse en un factor controlable cuando se tiene en cuenta con el mecanismo o la una tecnología para lograr ello.

2.2.5.6 Factores estudiados. Son los factores o las variables que se investigan en el experimento, para ver cómo influyen o afectan a las variables de respuesta. Los factores estudiados pueden ser variables controlables o variables no controlables, a este último puede ser posible controlarlos cuando se hizo el experimento. Se dice que para que un factor pueda ser utilizado es primordial que en el transcurso del experimento se haya experimentado en por lo menos dos niveles.

En general, cualquier factor ya sea controlable o no, puede tener alguna influencia en la variable respuesta que se puede observar en su media o en su variabilidad. Para la finalidad de un diseño de experimentos deberán de seleccionarse los factores o variables que se consideraran, por conocimiento del objeto de estudio, que pueden tener algún efecto de una variable no controlable, por último, una parte de la problemática a superar durante el diseño es ver la solución en que cual se pueda controlar el factor o variable durante el experimento.

2.2.5.7 Niveles y tratamientos. Los relativos valores que se dan a cada factor o variable en estudio en un diseño experimental se les denomina niveles. Cuando los niveles de todos los factores estudiados se combinan se les denomina tratamiento o punto de

diseño. Un ejemplo es si en un experimento se evalúa como influencia de la velocidad y temperatura, y se decide experimentar cada una de estas variables en dos niveles, entonces se tendría que cada combinación de niveles (velocidad, temperatura) es un tratamiento. En este caso escrito en el ejemplo se tendría cuatro tratamientos, como se observa en la Tabla 3. Es fundamental corroborar cada tratamiento o experimento para así obtener el correspondiente valor de Y o variable respuesta.

Tabla 2

Puntos de diseño o tratamientos

NIVEL DE VELOCIDAD	NIVEL DE TEMPERATURA	TRATAMIENTO	Y
1	1	1	?
2	1	2	
1	2	3	
2	2	4	

.*Fuente: Elaboración propia*

En concordancia con las definiciones establecidas y se tenga un caso para experimentar con un solo factor entonces se concluirá que cada nivel será un tratamiento.

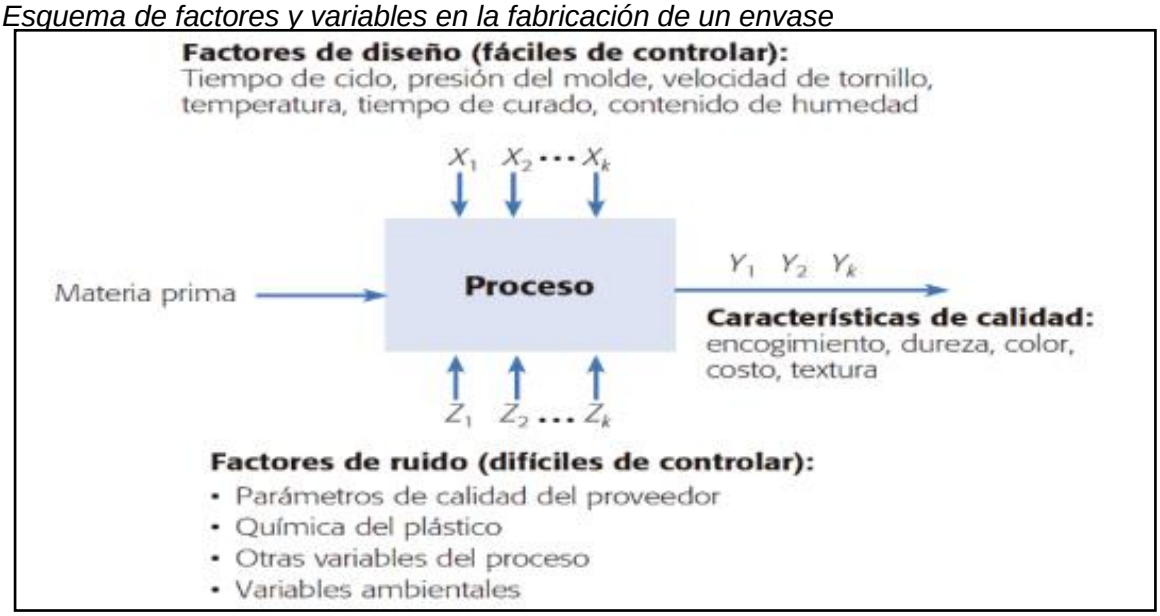
2.2.5.8 Error aleatorio y error experimental. Cuando se realice o se comience un estudio experimental se obtendrá una respuesta y se puede observar que la variabilidad de esta respuesta no se podrá dar una explicación con los factores en estudio. A esta variabilidad representa el denominado error aleatorio. Un claro ejemplo que forma parte del error aleatorio es el mínimo o despreciable efecto que tienen los factores que no fueron de parte del estudio, siempre y cuando este efecto se mantenga mínimo o despreciable, así como la variabilidad de las mediciones realizadas en las mismas condiciones. Otro punto que debemos tener en cuenta es que al momento de realizar los experimentos se comete errores, si estos errores son muy graves mayores que el error aleatorio se hablara del llamado error experimental. Cuando tiene mucha relevancia este error experimental se puede decir que para detectar cuales de los factores que se estudian tiene un efecto significativo en la variable respuesta será muy difícil o también imposible detectar.

En el caso cuando se realice un diseño experimental es relevante que la variabilidad que se puede observar de la respuesta se genere de manera principal a los factores estudiados y en menor manera al error aleatorio, y además que este error sea aleatorio.

Cuando se tiene el caso que en su mayoría de la parte de la variabilidad que es observada se deba a los factores que no se estudiaron, no se lograra distinguir cual es el real efecto que tienen los factores estudiados, concluyendo que el experimento no lograría su objetivo principal y fundamental. Es aquí la mucha importancia de no variar aleatoriamente a ningún factor que pueda influenciar de manera significativa en el comportamiento de la variable respuesta.

Figura 34

Esquema de factores y variables en la fabricación de un envase



Fuente: Elaboración propia

2.2.5.9 Etapas en el diseño de experimentos. Unos de las características fundamentales del diseño de experimentos es plantear cuales pruebas experimentales se van a hacer y cuantas de estas serán o requerirán repeticiones, con el propósito de poder obtener la máxima información posible con el menor costo. Al arreglo que se forma con los diferentes tratamientos que posteriormente serán corridos teniendo en cuenta las repeticiones se denomina o lleva el nombre de matriz de diseño o solo simplemente diseño.

Se debe de tener en cuenta que para que un estudio experimental se realice de manera exitosa será necesario realizar por ciertas etapas los diferentes experimentos. Con

lo mencionado anteriormente se dice que la etapa de mayor importancia y a la cual se le dedicará más tiempo será la planeación. De manera continua se detallará de una forma resumida las diferentes etapas del diseño de experimentos con el propósito de establecer una perspectiva global de lo genera su adecuado desarrollo y aplicación.

2.2.5.10 Planeación y realización. Entender y delimitar cual es el problema de estudio. Durante la fase de planeación o planificación se debe realizar una investigación preliminar que conduzca a la comprensión y delimitación del problema de estudio, por qué es importante saber esto y en el caso sea un problema, determinaremos cuál es la magnitud o grandeza de este problema.

Seleccionar las variables de respuesta que se analizaran en cada punto del diseño experimental para comprobar que se determine de manera certera y confiable. La selección de estas variables es primordial, ya que en estas muestran los resultados de las pruebas realizadas es por esto por lo que se debe de seleccionar aquellas que mejor representen al problema o que sea muy característica al objeto de estudio. También se deber tener la certeza de que las mediciones que obtengamos sobre las variables seas muy confiables. Dicho de otra manera, debemos garantizar que los métodos de medición usados sean capaces de dar una buena medición que deben tener un porcentaje de precisión y exactitud en las pruebas realizadas.

Determinar cuáles son los factores o variables que deben estudiarse en concordancia con la significancia que tiene sobre la variable respuesta. Este punto no se trata de que la persona que realizara los experimentos debe saber anticipadamente que factores son las que influyen en la variable respuesta ya que para eso es que se realizara experimentos, pero si debe de tener en cuenta de utilizar toda la información necesaria para incorporar aquellas variables que se consideran que son más significantes.

Elegir los niveles de cada factor y también el diseño experimental que más se acomode a los factores y a la finalidad del experimento. Lo que se requiere enfocar en este punto es saber cuántas repeticiones se realizaran para cada experimento teniendo en

cuenta los costos, el tiempo de realización y con que precisión queremos tener los experimentos.

Planificar y organizar el trabajo experimental a realizar. En este paso una vez que se tenga una base previa en el diseño que se seleccionara se tiene que planificar y organizar cada detalle del experimento como por ejemplo el número de personas que intervienen, en qué forma se operara el trabajo experimental, entre otras cosas adicionales.

Ejecutar el trabajo experimental. En este paso se debe se seguir el plan descrito en el paso anterior y en el caso halla algún acontecimiento nuevo se tiene que ver a que persona se le reportara y cual es las cosas que se realizar de acuerdo con el acontecimiento nuevo.

Análisis. Lo más primordial en esta etapa es tener en cuenta que los resultados experimentales son interpretaciones de muestra mas no de población. Por ende, debemos acudir a los métodos estadísticos inferenciales para comprobar si estas diferencias son en su manera grandes para que se puedan verificar las diferencias poblacionales. La técnica estadística central en la que se basa el análisis de los experimentos es el denominado análisis de varianza o mejor llamado ANOVA que es un acrónimo en inglés.

Interpretación. En esta etapa se tiene que en base al análisis estadístico formal, se deberá estudiar con más detalle lo que está pasando en los experimentos desde la verificación de las conjeturas iniciales con los resultados de los experimentos, hasta el punto de examinar los observar los nuevos estudios que se han logrado durante el proceso, verificar los nuevos aprendizajes que sobre el proceso se lograron, verificar las hipótesis planteadas y seleccionar el mejor método o tratamiento siempre apoyándose de las pruebas estadísticas.

Control y conclusiones. Para finalizar nuestro estudio de los experimentos se sugiere plantear que medidas se implementaran para garantizar el resultado del estudio y quedarnos con los mejores datos obtenidos.

2.2.5.11 Clasificación y selección de los diseños experimentales. Actualmente existen variedad de diseños experimentales para profundizar en la solución

óptima de variedades de problemas o situaciones que suceden en la vida práctica. Se puede decir que de esta gran cantidad de diseños experimentales nos lleva a poder seleccionar de manera critica cual es el más idóneo y correcto para una determina situación e involucra saber la clasificación de acuerdo con el propósito que queremos y el alcance que debemos de llegar

Existen cinco diferentes puntos que influyen para la selección de un determinado diseño experimental, los cuales son:

- Conocer la finalidad, objetivo o propósito del experimento.
- Plantear el número total de factores que se estudiaran.
- Conocer el número de niveles que se experimentaran para cada factor.
- Las consecuencias que nos importa estudiar o investigar.
- Saber el costo de cada experimento, el tiempo para su realización y la precisión que deseamos lograr.

Estos cinco puntos están relacionados de alguna manera entre sí, pero es primordial nombrarlos por separado, ya que si se llegara a cambiar cualquiera de ellos cambiara el diseño experimental que se utilizara.

De acuerdo con su finalidad, los diseños experimentales se pueden clasificar en:

- Los diseños experimentales para contrastar dos o más tratamientos.
- Los diseños experimentales para estudiar los efectos de varios factores sobre las variables de respuesta.
- Los diseños experimentales con la finalidad de encontrar el punto óptimo para la operación del proceso.
- Los diseños experimentales para optimizar una mezcla.
- Los diseños experimentales para que los factores no controlables sean indiferentes para el proceso.

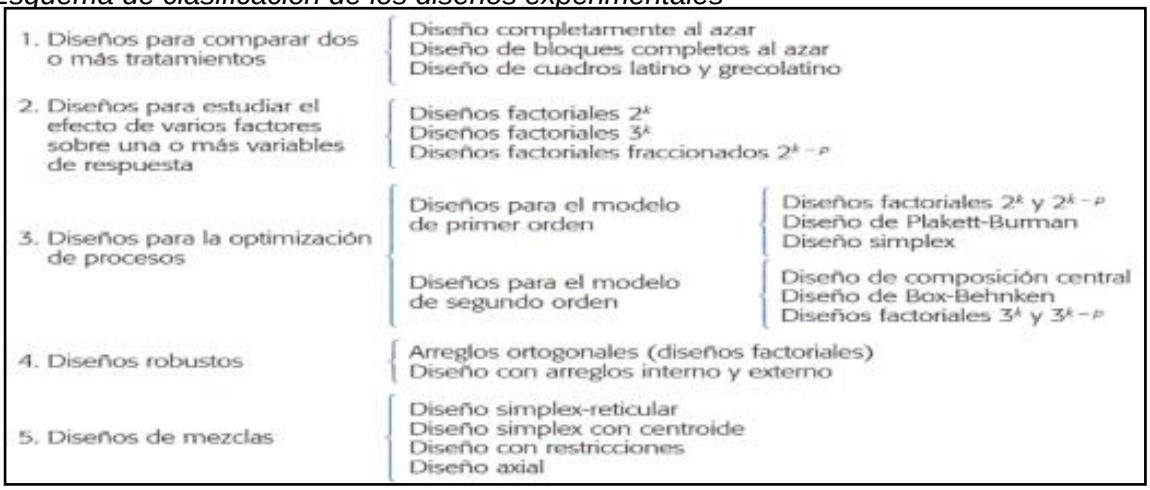
En la Figura 35 se observa cómo se clasifican los diseños experimentales de acuerdo con el propósito y estos a su vez se pueden seguir clasificando de acuerdo con el número de factores que se proponga, al tipo de resultado que se quiere estudiar de acuerdo

con las restricciones que puedan existir. Por otro lado, también en la Figura 34 se nombran los diseños representativos de cada punto.

Se puede apreciar que los diseños factoriales completos y los diseños factoriales fraccionados toman más de un lugar en la Figura 35; y la razón fundamental es que estos diseños son muy eficientes en muchas situaciones sencillas.

Figura 35

Esquema de clasificación de los diseños experimentales



Fuente: Elaboración propia

2.2.5.12 Diseño Factorial Fraccionado 2^{k-p}. Se sabe que cuando se tiene un mayor número de factores aumentará de manera rápida el número de experimentos en los diseños factoriales completos de la forma 2^k como por ejemplo si se tiene 5 factores y con una sola réplica del diseño factorial completo 2^5 entonces se tendría que correr 32 pruebas que conforman al número de tratamientos del diseño, pero si fueran 6 factores serian 2^6 = 64 pruebas. Por ende, se tiene que en la parte práctica no es dable tener muchas corridas experimentales. Para lograr hacer la parte experimental con dichas cantidades de factores se requiere de aplicar un método que nos permita reducir de forma primordial el número de pruebas experimentales teniendo en cuenta que solo se perderá la mínima información que nos sea importante tal método son los diseños factoriales fraccionados. Este método cuando se tiene exceso de información por parte de la gran cantidad de factores nos permite seleccionar la información menos importante para obtener un diseño manejable de acuerdo con el número de corridas experimentales. Los diseños factoriales fraccionados

se basa en establecer que efectos son más significantes y cuáles son los menos significantes, seguidamente por las interacciones dobles, triples si es que lo hubiera y así sucesivamente.

En la Tabla 3 se detalla el número de efectos que más nos interesan para distintos diseños factoriales de la forma 2^k. Se puede apreciar que el primer diseño factorial completo origina una gran cantidad de información y es el diseño factorial 2^5, ya que en este efecto se tiene 31 efetos y de estos solo 15 efectos son altamente primordiales que son los efectos principales más las 10 interacciones dobles y los 16 efectos restantes que están compuestos por las relaciones o interacciones de tres a más factores se dice que son prácticamente despreciables.

En la Tabla 3 también se aprecia que, si se tiene menos de cinco factores, los efectos altamente importantes son mayores en número que los efectos despreciables es por lo tanto que si se llegaran a fraccionar estos diseños se despreciara mucha información que puede ser muy importante. Y tenemos la otra situación que cuando se tiene que el número de efectos es mayor a 5, lo que nos aclara es que estos diseños si se pueden fraccionar sin perder información importante para nuestro problema en estudio.

Tabla 3

Efecto en las factoriales 2^k

Diseño 2^k	Total de efectos	Efectos no ignorables	Efectos ignorables
2^2	3	3	0
2^3	7	6	1
2^4	15	10	5
2^5	31	15	16
2^6	63	21	42
2^7	127	28	99

Fuente: Elaboración propia

Se deduce que, si el valor de los efectos es mayor o igual a 5, el diseño permitirá que tenga un mayor fraccionamiento.

Se debe tener en cuenta que como se corre una parte del diseño factorial completo se tienen causas inevitables como:

- Por la razón que existirá efectos que serán imposibles estimarse y también porque tiene un menor grado de libertad disponibles para el error entonces inevitablemente se perderá información. Lo que se espera que dicha información que se pierde sean de alguna manera interacciones de alto orden, con el propósito de ignorar con un mínimo riesgo.
- También se debe tener en cuenta que los efectos que sí se pueden estimar por lo menos tienen un sobrenombre. Se dice que un efecto sea sobrenombre de algún otro efecto que en la realidad son el mismo efecto llamados de distintas maneras, y que si estimamos a tan solo uno de ellos también se estimara al otro de manera instantánea, por lo que dichos efectos no se pueden desunir.

2.2.5.13 Diseño factorial 2^{k-1}. La denotación 2^{k-1} simboliza que una parte a la mitad del diseño factorial completo 2^k , k>2 con $½*2^k=2^{k-1}$, no tendría sentido común particionar el diseño factorial de 2^2 ya que inevitablemente tendría prácticamente casi nada de tratamientos y con estos no se puede estimar ningún efecto principal.

2.2.5.14 Arreglos hexagonal. El diseño hexagonal es una variante específica dentro del Diseño de Experimentos (DOE) utilizada para la optimización de procesos y la exploración de superficies de respuesta. Este tipo de diseño se utiliza cuando se desea investigar la relación entre varias variables de entrada (factores) y una o más variables de respuesta.

Tabla 4

Factores de control y de ruido en la producción de un concentrado de oro

FACTORES DE CONTROL	FACTORES ESTUDIADOS
A: NaCN (ppm)	% Recuperacion Au
B: Granulometria (-M200%)	
C: Pb(NO3)2 (Kg/Tn)	
FACTORES NO CONTROLABLES	
D: Temperatura (ºC)	
E: Consumo NaCN (Kg/tn)	
F:: Evaporacion del agua (Pruebas de cianuración en vasos)	
G: Potencial de Oxidaciòn – Reducciòn (ORP)	
H: Consumo de cal (Kg/Tn)	

Fuente: Elaboración propia

Figura 36

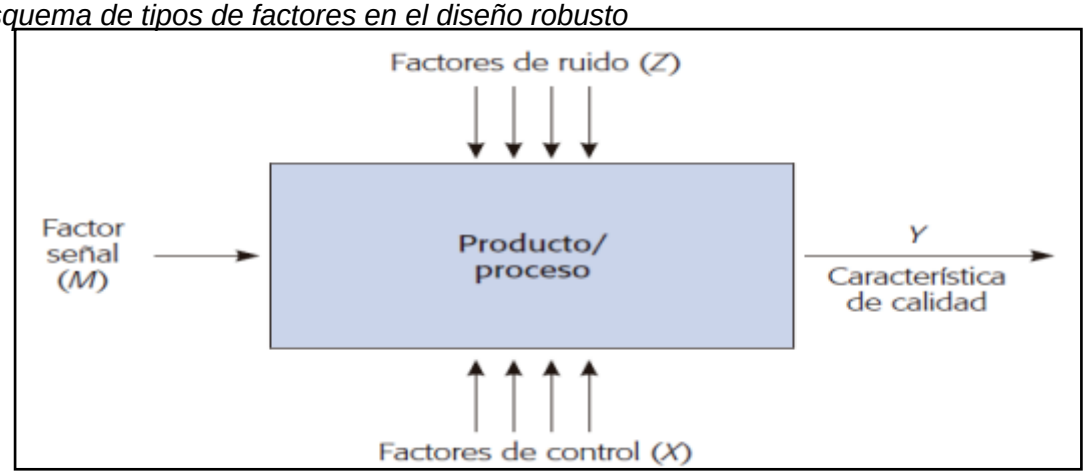
Diseños hexagonal robustos internos y externos

Pruebas	Codificado		Decodificado		RESPUESTA
	X1	X2	% NaCN	Pb(NO3)2, kg/t	
1	1	0	0.50	5.00	
2	0.5	0.866	0.43	6.73	
3	-0.5	0.866	0.28	6.73	
4	-1	0	0.20	5.00	
5	-0.5	-0.866	0.28	3.27	%RECUP Au
6	0.5	-0.866	0.43	3.27	
7	0	0	0.35	5.00	
8	0	0	0.35	5.00	
9	0	0	0.50	0.00	

Fuente: Elaboración propia

Figura 37

Esquema de tipos de factores en el diseño robusto



Fuente: Elaboración propia

PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Mineralogía por difracción de rayos X

Figura 38

Difracción de rayos x de la muestra cabeza planta concentradora de oro

Mineral	Fórmula General	Distribuciónm % Muestra
Quartz	SiO2	47.5
Muscovite	KAl2(Si3Al)O10(OH,F)2	16.2
Chamosite	(Fe++,Mg,Fe+++)5Al(Si3Al)O10(OH,O)8	11.5
Calcite	CaCO3	6.6
Orthoclase	KAlSi3O8	5.9
Labradorite	(Ca,Na)(Si,Al)4O8	-
Albite	NaAlSi3O8	-
Arsenopyrite	FeAsS	3.6
Butlerite	Fe(SO4)(OH)2(H2O)	2.4
Gypsum	CaSO4.2(H2O)	-
Pyrite	FeS2	2.8
Sphalerite	(Zn,Fe)S	-
Galena	PbS	-
Others	--	3.5

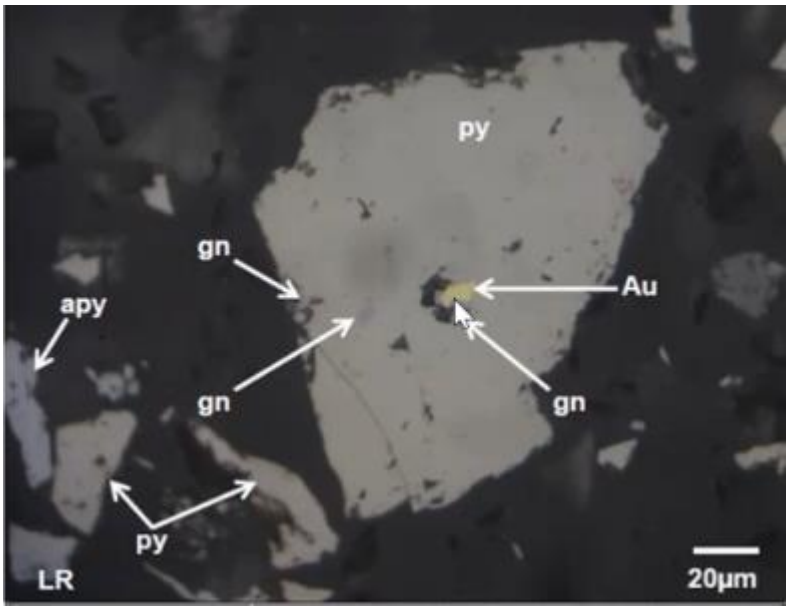
Fuente: Propia.

3.1.1 Caracterización mineral en la Planta Concentradora de Oro

El principal mineral tipo sulfuro es pirita, seguido en menor proporción de arsenopirita. La presencia de galena, goethita, esfalerita, y carbón observadas se encuentran como trazas. Se detecta inclusión de oro nativo menor a 10 micrones en matriz de pirita, dicha matriz también presenta inclusiones de galena.

Figura 39

Fotomicrografías en relave de la Planta concentradora de oro

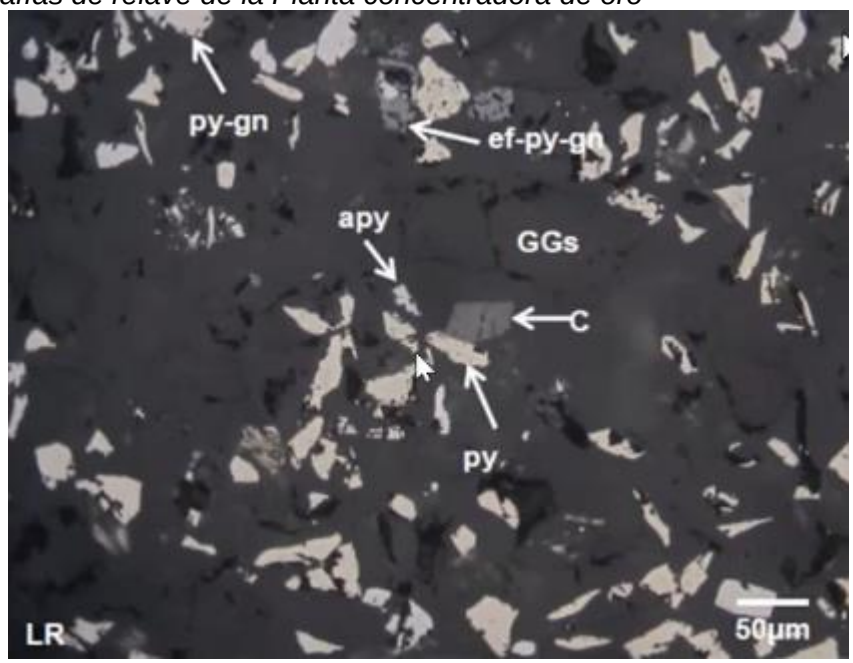


Fuente: Elaboración propia

En la figura 39 se puede observar a una escala de 20um, inclusiones de oro nativo (Au) en intercrecimiento de pirita (py). La pirita también presenta inclusiones de galena (gn)

Figura 40

Fotomicrografías de relave de la Planta concentradora de oro



Fuente: Elaboración propia

En la figura 40, se puede observar a una mayor escala de (50um) partículas libres de carbón (C), pirita (py), arsenopirita (apy), gangas (GGs) y galena (gn). Intercrecimiento de pirita (py) y galena (gn). Intercrecimiento de esfalerita (ef), pirita (py) y galena (gn).

3.2 Equipos utilizados en Laboratorio Metalúrgico

- Chancadora de quijadas
- Lona para homogenizar muestras
- Cucharones
- Espátulas
- Brochas
- Pulverizador hechizo de olla con dos anillos
- Divisor en cruz
- Rodillos
- Balanza
- Jeringa y vasos
- Secador de muestra
- Picetas
- Agitadores
- Extractor de gases
- Filtros
- Bureta
- Matraz

3.3 Muestreo y preparación de muestra

Se realizo un muestreo por 1semana, luego se hizo un blending para lo cual se agregó las cantidades de concentrados jigs y flash, es decir concentrados de gravimetría y flotación respectivamente, según el tonelaje en la Planta Concentradora. La relación entre los pesos de los concentrados flash y jigs fue de 1.91 por lo cual se utilizó 25 kg de muestra de concentrado flash y 13.04 kg de muestra de concentrados jigs.

Figura 41

Muestras de concentrados jigs y flash antes del blending.

Fuente: Elaboración propia

Luego se realizó la homogenización, cuarteó y se pesó las muestras de 1kg. Se obtuvieron 39 muestras con 1 kilo por muestra.

Se mandaron a analizar 3 muestras, la primera (C-1), por oro (gr/Tn), plata (ppm), cobre (ppm), fierro (%) y arsénico (%) y la segunda y la tercera (C-2) y (C-3) solo por oro, con la finalidad de obtener las leyes de cabeza, y los ppm y porcentajes de metales en solución. La ley de cabeza promedio obtenida fue de 80.32 g/t. Por otro lado, la Ag y Cu en solución fueron 23.92ppm y 167.46ppm respectivamente. Finalmente, los porcentajes de Fe y As fueron de 19.20 y 4.53 respectivamente.

Tabla 5

Leyes de cabeza de las muestras.

	RESULTADOS
ENSAYO	ORO
UNIDADES	Gr/Tn
C1	79.8
C2	80.45
C3	80.71
PROMEDIO	80.32

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 6

Porcentajes y ppm de metales en solución

PPM			%	
Au	Ag	Cu	Fe	As
80.32	23.92	167.46	19.20	4.53

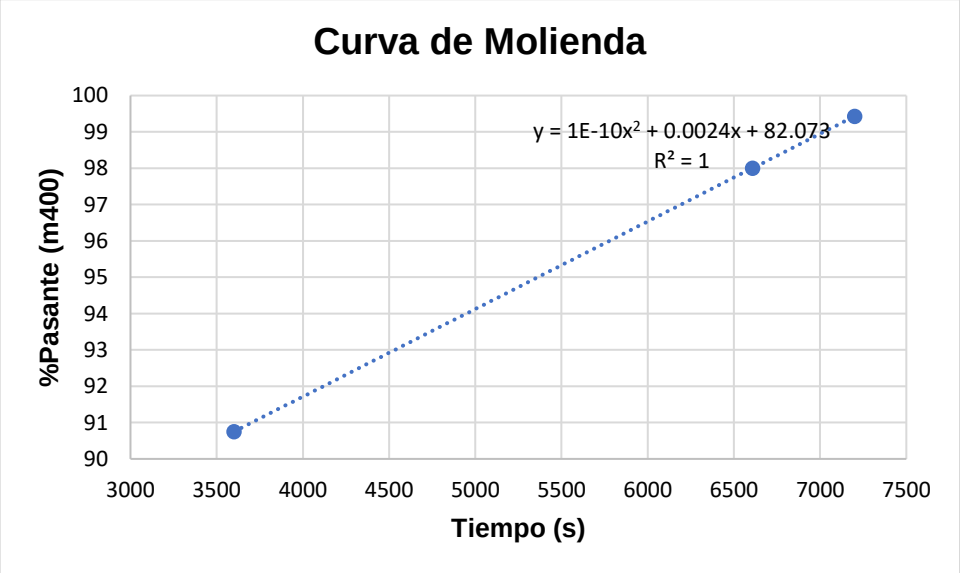
Fuente: Elaboración propia

3.4 Cálculo de tiempo de molienda para un 98% -M400

Se realizó la curva de molienda con la finalidad de oxidar y lixiviar el blending de concentrados jig y flash a un tamaño de más de 98% -M400. El tiempo de molienda para cada una de las pruebas fue de 6607 segundos. Se agregó 500ml de agua y 1kg de concentrado en cada molienda.

Figura 42

Curva de molienda



Fuente: Elaboracion propia.

3.5 Pruebas de pretratamiento (Oxidación)

Antes de realizar las pruebas de cianuración se necesita oxidar para que el oro encapsulado en la matriz de la pirita pueda liberarse y el cianuro lo pueda diluir haciendo que la eficiencia de la recuperación del oro aumente, tener en cuenta que las pruebas de oxidación se realizaron por 24 horas, monitoreando cada hora y se obtuvo una oxidación promedio de 3.5ppm de oxígeno disuelto.

Figura 43

Oxidación con Nitrato de plomo a diferentes

Fuente: Elaboración propia.

3.6 Pruebas de cianuración

Se procede a agregar Cianuro de Sodio según el diseño hexagonal, se realizaron lecturas de la fuerza de cianuro de las 9 pruebas, dentro de 1, 3, 4, 6, 15, 20, 26, 40 y 72 horas, se mide la fuerza de cianuro y se titula 5 ml de solución con 20 ml de agua destilada en cada lectura. Se trabajo en un medio alcalino a un pH de 10.5 adicionando cal, por la razón que si se trabaja a pH menores a 10.5 se formaría acido cianhídrico.

Figura 44

Pruebas de cianuración

Fuente: Elaboración propia

En la última lectura de 72 horas se lava el vaso precipitado en un balde vertiendo floculante y lechada de cal con la finalidad de tener un relave que se enviara a analizar al laboratorio químico.

Figura 45

Muestra relave de cianuración

Fuente: Elaboración propia

Los resultados de las pruebas metalúrgicas de oxidación y cianuración por diseño hexagonal se muestran a continuación:

3.6.1 Prueba de cianuración N°1

Tabla 7

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°1 a 0.50% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.5
pH inicial		8.78
Peso inicial NaCN	g	8.56
pH final		10.55
Peso cal	g	2.22
Peso vaso vacio	Kg	1.1306
Peso vaso + pulpa	Kg	4.131

Fuente: Elaboración propia

Figura 46

Balance de la Prueba de Cianuración N°1

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.712	0.00	0.500	8.56	2.22		0.0000	0	0.15
2	1.712	0.02	0.430	1.20	0.00	33.35	0.0577	72.45	0.94
4	1.712	0.02	0.440	1.03	0.00	38.05	0.0666	83.50	2.44
8	1.712	0.02	0.460	0.68	0.00	38.20	0.0676	84.78	2.89
11	1.684	0.02	0.500	0.00	0.00	40.95	0.0720	90.29	3.00
24	1.613	0.02	0.450	0.00	0.00	42.50	0.0724	90.82	3.79
35	1.555	0.02	0.430	0.00	0.00	44.15	0.0734	92.11	4.20
48	1.489	0.02	0.420	0.00	0.00	45.93	0.0740	92.89	4.72
72	1.360	0.02	0.420	0.00	0.00	49.80	0.0744	93.31	4.92

Fuente: Elaboración propia

3.6.2 Prueba de cianuración N°2

Tabla 8

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°2 a 0.43% NaCN - 6.73 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.43
pH inicial		8.79
Peso inicial NaCN	g	7.42
pH final		10.6
Peso cal	g	2.15
Peso vaso vacio	Kg	1.1284
Peso vaso + pulpa	Kg	4.128

Fuente: Elaboración propia

Figura 47

Balance de la Prueba de Cianuración N°2

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac	O_2 ppm
0	1.727	0.00	0.430	7.42	2.15		0.0000	0	0.12
2	1.727	0.02	0.380	0.86	0.00	30.85	0.0539	66.09	0.75
4	1.727	0.02	0.370	1.04	0.00	31.45	0.0556	68.13	2.40
8	1.727	0.02	0.390	0.69	0.00	36.75	0.0654	80.26	2.69
11	1.697	0.02	0.430	0.00	0.00	37.45	0.0663	81.32	2.76
24	1.643	0.02	0.380	0.00	0.00	39.55	0.0685	84.00	3.78
35	1.597	0.02	0.340	0.00	0.00	40.85	0.0696	85.32	4.19
48	1.544	0.02	0.300	0.00	0.00	43.45	0.0723	88.69	4.26
72	1.444	0.02	0.280	0.00	0.00	48.50	0.0762	93.45	4.56

Fuente: Elaboración propia

3.6.3 Prueba de cianuración N°3

Tabla 9

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°3 a 0.28% NaCN - 6.73 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.28
pH inicial		8.82
Peso inicial NaCN	g	4.85
pH final		10.5
Peso cal	g	3.04
Peso vaso vacio	Kg	1.0798
Peso vaso + pulpa	Kg	4.080

Fuente: Elaboración propia

Figura 48

Balance de la Prueba de Cianuración N°3

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.733	0.00	0.280	4.85	3.04		0.0000	0	0.13
2	1.733	0.02	0.240	0.69	0.00	32.45	0.0569	69.11	0.70
4	1.733	0.02	0.220	1.04	0.00	36.20	0.0641	77.88	2.25
8	1.733	0.02	0.250	0.52	0.00	37.45	0.0670	81.43	2.83
11	1.704	0.02	0.250	0.51	0.00	38.80	0.0690	83.82	3.22
24	1.652	0.02	0.250	0.00	0.00	40.85	0.0712	86.48	3.53
35	1.604	0.02	0.230	0.00	0.00	42.40	0.0726	88.14	3.84
48	1.556	0.02	0.220	0.00	0.00	43.95	0.0738	89.67	4.33
72	1.454	0.02	0.220	0.00	0.00	48.30	0.0766	93.11	4.69

Fuente: Elaboración propia

3.6.4 Prueba de cianuración N°4

Tabla 10

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°4 a 0.20% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.2
pH inicial		8.72
Peso inicial NaCN	g	3.50
pH final		10.57
Peso cal	g	2.24
Peso vaso vacio	Kg	1.1722
Peso vaso + pulpa	Kg	4.172

Fuente: Elaboración propia

Figura 49

Balance de la Prueba de Cianuración N°4

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.748	0.00	0.200	3.50	2.24		0.0000	0	0.11
2	1.748	0.02	0.160	0.70	0.00	31.80	0.0562	71.06	0.54
4	1.748	0.02	0.200	0.00	0.00	37.75	0.0674	85.15	2.32
8	1.748	0.02	0.180	0.35	0.00	37.95	0.0685	86.55	3.23
11	1.714	0.02	0.180	0.34	0.00	38.95	0.0697	88.06	3.56
24	1.662	0.02	0.165	0.58	0.00	40.35	0.0708	89.50	3.76
35	1.614	0.02	0.140	0.97	0.00	41.50	0.0715	90.41	4.11
48	1.562	0.02	0.190	0.00	0.00	42.85	0.0723	91.43	4.32
72	1.468	0.02	0.150	0.00	0.00	45.75	0.0735	92.87	4.40

Fuente: Elaboración propia

3.6.5 Prueba de cianuración N°5

Tabla 11

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°5 a 0.28% NaCN - 3.27 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.28
pH inicial		8.71
Peso inicial NaCN	g	4.85
pH final		10.61
Peso cal	g	2.22
Peso vaso vacio	Kg	1.1411
Peso vaso + pulpa	Kg	4.141

Fuente: Elaboración propia

Figura 50

Balance de la Prueba de Cianuración N°5

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.734	0.00	0.280	4.85	2.22		0.0000	0	0.11
2	1.734	0.02	0.210	1.21	0.00	28.65	0.0502	65.16	0.54
4	1.734	0.02	0.250	0.52	0.00	33.40	0.0591	76.71	2.25
8	1.734	0.02	0.270	0.17	0.00	34.55	0.0618	80.19	2.95
11	1.700	0.02	0.280	0.00	0.00	35.35	0.0627	81.39	3.43
24	1.648	0.02	0.260	0.00	0.00	36.80	0.0640	83.06	3.60
35	1.600	0.02	0.180	1.12	0.00	38.75	0.0661	85.78	3.67
48	1.550	0.02	0.230	0.00	0.00	39.50	0.0662	85.82	3.88
72	1.444	0.02	0.200	0.00	0.00	45.50	0.0715	92.79	4.08

Fuente: Elaboración propia

3.6.6 Prueba de cianuración N°6

Tabla 12

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°6 a 0.43% NaCN - 3.27 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.43
pH inicial		8.73
Peso inicial NaCN	g	7.45
pH final		10.57
Peso cal	g	2.01
Peso vaso vacio	Kg	1.1063
Peso vaso + pulpa	Kg	4.106

Fuente: Elaboración propia

Figura 51

Balance de la Prueba de Cianuración N°6

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.733	0.00	0.430	7.45	2.01		0.0000	0	0.12
2	1.733	0.02	0.380	0.87	0.00	31.05	0.0544	64.82	0.48
4	1.733	0.02	0.380	0.87	0.00	36.60	0.0648	77.15	2.32
8	1.733	0.02	0.400	0.52	0.00	37.25	0.0666	79.37	2.80
11	1.706	0.02	0.430	0.00	0.00	38.05	0.0678	80.71	2.85
24	1.655	0.02	0.350	0.00	0.00	39.70	0.0694	82.64	3.69
35	1.606	0.02	0.280	0.00	0.00	40.90	0.0701	83.56	3.78
48	1.554	0.02	0.280	0.00	0.00	44.65	0.0748	89.04	4.00
72	1.452	0.02	0.260	0.00	0.00	49.50	0.0782	93.19	4.28

Fuente: Elaboración propia

3.6.7 Prueba de cianuración N°7

Tabla 13

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°7 a 0.35% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.35
pH inicial		8.71
Peso inicial NaCN	g	6.04
pH final		10.55
Peso cal	g	2.29
Peso vaso vacio	Kg	1.0116
Peso vaso + pulpa	Kg	4.012

Fuente: Elaboración propia

Figura 52

Balance de la Prueba de Cianuración N°7

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.726	0.00	0.350	6.04	2.29		0.0000	0	0.12
2	1.726	0.02	0.250	1.73	0.00	31.20	0.0545	64.42	0.74
4	1.726	0.02	0.340	0.17	0.00	36.45	0.0642	76.00	2.82
8	1.726	0.02	0.350	0.00	0.00	37.60	0.0670	79.24	3.00
11	1.700	0.02	0.340	0.17	0.00	40.05	0.0710	84.00	3.31
24	1.656	0.02	0.290	0.00	0.00	42.80	0.0746	88.28	3.52
35	1.607	0.02	0.280	0.00	0.00	44.35	0.0759	89.79	4.13
48	1.554	0.02	0.250	0.00	0.00	45.90	0.0769	90.96	4.23
72	1.461	0.02	0.240	0.00	0.00	49.50	0.0789	93.32	4.73

Fuente: Elaboración propia

3.6.8 Prueba de cianuración N°8

Tabla 14

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°8 a 0.35% NaCN - 5.0 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	24
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.35
pH inicial		8.73
Peso inicial NaCN	g	6.04
pH final		10.57
Peso cal	g	2.12
Peso vaso vacio	Kg	1.0997
Peso vaso + pulpa	Kg	4.100

Fuente: Elaboración propia

Figura 53

Balance de la Prueba de Cianuración N°8

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.	O_2 ppm
0	1.725	0.00	0.350	6.04	2.12		0.0000	0	0.12
2	1.725	0.02	0.310	0.69	0.00	32.60	0.0569	70.62	0.82
4	1.725	0.02	0.320	0.52	0.00	36.50	0.0643	79.88	2.98
8	1.725	0.02	0.340	0.17	0.00	38.25	0.0681	84.58	3.12
11	1.697	0.02	0.320	0.51	0.00	39.25	0.0695	86.34	3.59
24	1.645	0.02	0.310	0.00	0.00	40.15	0.0698	86.66	3.64
35	1.594	0.02	0.270	0.00	0.00	42.70	0.0727	90.21	4.10
48	1.540	0.02	0.230	0.00	0.00	44.80	0.0745	92.49	4.30
72	1.418	0.02	0.230	0.00	0.00	48.50	0.0752	93.42	4.40

Fuente: Elaboración propia

3.6.9 Prueba de cianuración N°9

Tabla 15

Dosificación de a Prueba de Cianuración N°9 a 0.50% NaCN - 0.0 g/t $Pb(NO_3)_2$

Peso muestra	kg	1
Peso agua	Kg	2
% Sòlidos	%	33.3
Tiempo de Oxidacion	Hrs	0
Granulometria	-400 M	98%
NaCN	%	0.5
pH inicial		8.73
Peso inicial NaCN	g	10.00
pH final		10.65
Peso cal	g	1.25
Peso vaso vacio	Kg	0.9964
Peso vaso + pulpa	Kg	3.996

Fuente: Elaboración propia

Figura 54

Balance de la Prueba de Cianuración N°9

Tiempo. Ac	P. Agua	Gasto, l	% NacN	g NaCN	g Cal	g Au/m3	g Au total	% Extrac.
0	2.000	0.00	0.500	10.00	1.25		0.0000	0
2	2.000	0.02	0.420	1.60	0.00	3.87	0.0078	10.18
4	2.000	0.02	0.460	0.80	0.00	7.32	0.0149	19.35
8	1.988	0.02	0.500	0.00	0.00	14.10	0.0285	37.15
11	1.964	0.02	0.450	0.98	0.00	26.30	0.0527	68.56
24	1.912	0.02	0.440	0.00	0.00	32.60	0.0640	83.33
35	1.875	0.02	0.430	0.00	0.00	34.70	0.0674	87.79
48	1.811	0.02	0.430	0.00	0.00	35.90	0.0681	88.67
72	1.705	0.02	0.420	0.00	0.00	39.10	0.0705	91.80

Fuente: Elaboración propia

3.7. Resultados experimentales

Los resultados se presentarán en la siguiente tabla teniendo en cuenta 8 pruebas según el modelo hexagonal y la novena prueba en blanco (condiciones similares a la Planta Concentradora de oro).

Figura 55

Resultados experimentales.

RESULTADOS EXPERIMENTALES										
Prueba	% NaCN	Pb(NO3)2, kg/t	pH Natural	Leyes de Au, ppm			Consumo, Kg/t		ppm O2 Disuelto	% Recuperación (Au)
				Analizada	Calculada	Relave	NaCN	Cal		
N° 01	0.50	5.00	8.78	80.32	79.71	5.33	11.47	2.22	3.71	93.31
N° 02	0.43	6.73	8.79	80.32	81.53	5.34	10.01	2.15	3.52	93.45
N° 03	0.28	6.73	8.82	80.32	82.32	5.67	7.62	3.04	3.53	93.11
N° 04	0.20	5.00	8.78	80.32	79.12	5.64	6.44	2.24	3.67	92.87
N° 05	0.28	3.27	8.79	80.32	77.10	5.56	7.88	2.22	3.41	92.79
N° 06	0.43	3.27	8.82	80.32	83.95	5.72	9.70	2.01	3.39	93.19
N° 07	0.35	5.00	8.78	80.32	84.54	5.65	8.11	2.29	3.68	93.32
N° 08	0.35	5.00	8.79	80.32	80.54	5.30	7.93	2.12	3.73	93.42
N° 09	0.50	-	8.82	80.32	76.82	6.30	13.38	1.25	-	91.80

Fuente: Elaboración propia

También en cada muestra se realizó lecturas de metales mediante el uso del equipo de adsorción atómica.

Tabla 16

Lectura de metales

Ppm			
Ag	**Cu**	**Fe**	**As**
12.30	28.50	506.00	1,94
12.72	29.75	508.00	1.00
13.71	24.30	286.00	1.00
12.63	24.99	284.00	1.00
13.89	27.15	508.00	1.00
12.54	28.20	506.00	1.06
11.82	24.54	292.00	1.00
11.55	24.81	292.00	1.58
19.75	58.25	508.00	547.00

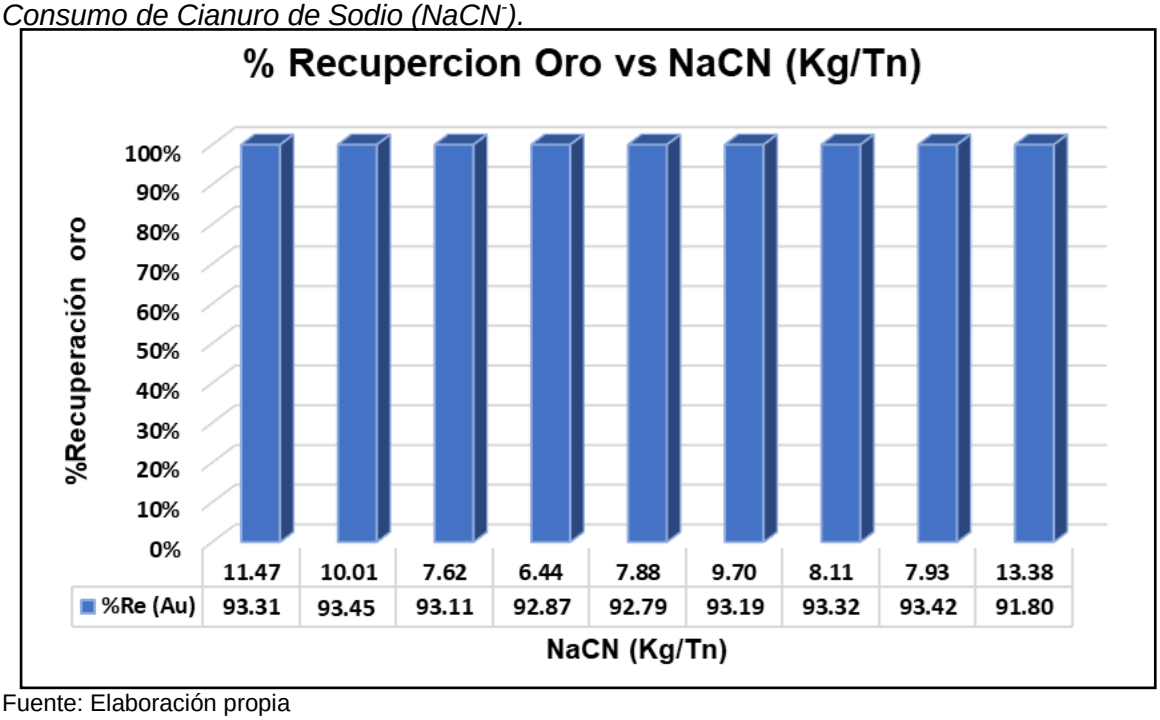
Fuente: Elaboración propia

3.8 Consumo de reactivos en proceso de dosificación de reactivos a nivel de Laboratorio Metalúrgico.

En base al consumo de reactivos (gr/Tn) se determinó un estándar mediante un diseño de experimentos (DOE) y así poder determinar las respectivas dosificaciones a nivel Laboratorio Metalúrgico, tomando una muestra de 1 kg.

Figura 56

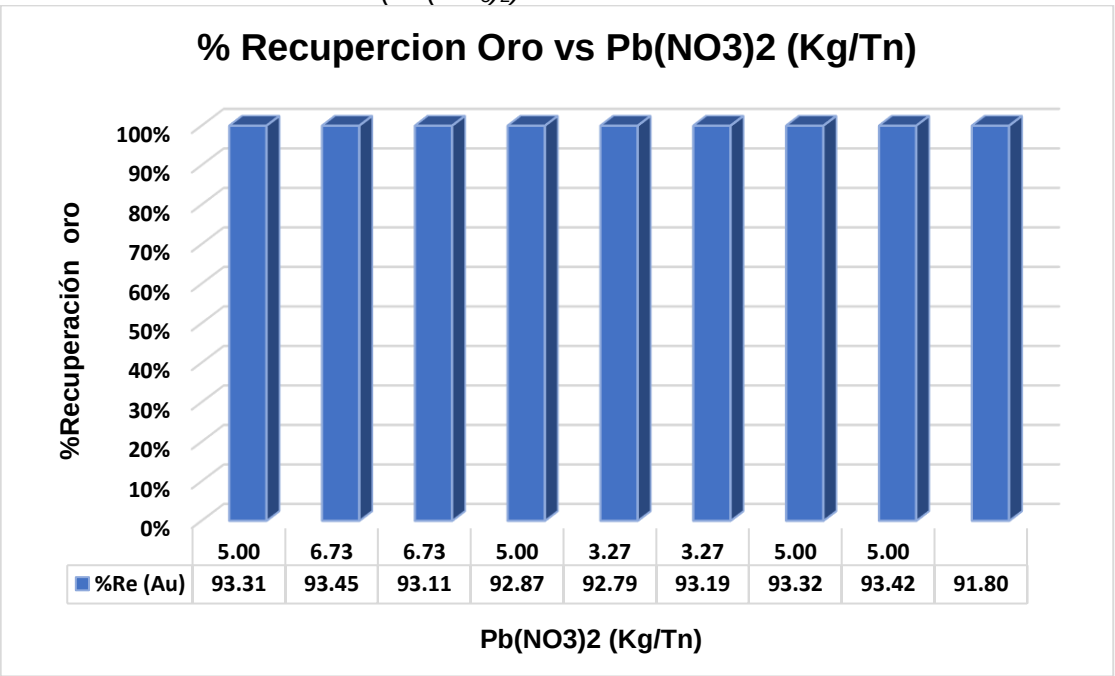
Consumo de Cianuro de Sodio ($NaCN^-$).



Fuente: Elaboración propia

Figura 57

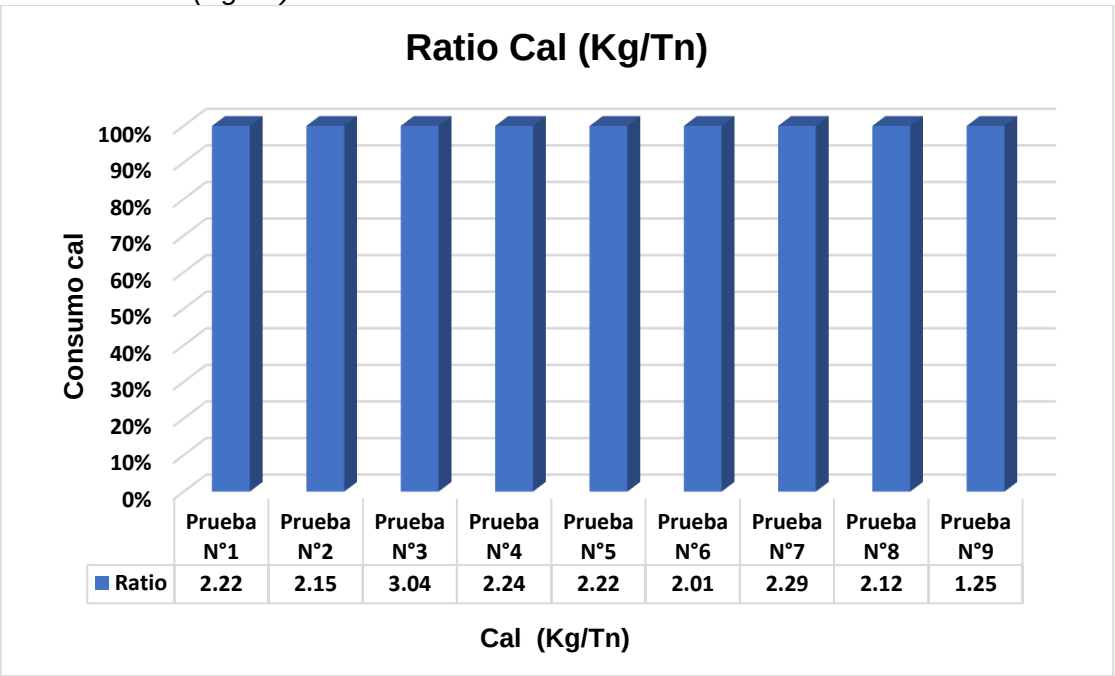
Consumo del Nitrato de Plomo ($Pb(NO_3)_2$).



Fuente: Elaboración propia

Figura 58

Consumo de cal (Kg/Tn)



Fuente: Elaboración propia

3.9 Resultados del diseño hexagonal con la plantilla decodificada

Figura 59

Resultados de las pruebas experimentales

RESULTADOS EXPERIMENTALES											METALES EN SOLUCIÓN			
Prueba	% NaCN	Pb(NO3)2, kg/t	pH Natural	Leyes de Au, ppm			Consumo, Kg/t		ppm O2 Disuelto	% Recuperación (Au)	ppm			
				Analizada	Calculada	Relave	NaCN	Cal			Ag	Cu	Fe	As
N° 01	0.50	5.00	8.78	80.32	79.71	5.33	11.47	2.22	3.71	93.31	12.30	28.50	506.00	1.94
N° 02	0.43	6.73	8.79	80.32	81.53	5.34	10.01	2.15	3.52	93.45	12.72	29.75	508.00	1.00
N° 03	0.28	6.73	8.82	80.32	82.32	5.67	7.62	3.04	3.53	93.11	13.71	24.30	286.00	1.00
N° 04	0.20	5.00	8.78	80.32	79.12	5.64	6.44	2.24	3.67	92.87	12.63	24.99	284.00	1.00
N° 05	0.28	3.27	8.79	80.32	77.10	5.56	7.88	2.22	3.41	92.79	13.89	27.15	508.00	1.00
N° 06	0.43	3.27	8.82	80.32	83.95	5.72	9.70	2.01	3.39	93.19	12.54	28.20	506.00	1.06
N° 07	0.35	5.00	8.78	80.32	84.54	5.65	8.11	2.29	3.68	93.32	11.82	24.54	292.00	1.00
N° 08	0.35	5.00	8.79	80.32	80.54	5.30	7.93	2.12	3.73	93.42	11.55	24.81	292.00	1.58
N° 09	0.50	-	8.82	80.32	76.82	6.30	13.38	1.25	-	91.80	19.75	58.25	508.00	547.00

Fuente: Elaboración propia

3.9.1 Coeficientes codificados

Figura 60

Coeficientes codificados del % Recuperación del oro por Diseño Hexagonal.

Término	Coef	coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante	93.3584	0.0451	2072.05	0	-
NaCN, %	0.2708	0.0472	5.74	0.011	1.29
Pb(NO3)2, g/t	0.167	0.0464	3.6	0.037	2.73
NaCN, %*NaCN, %	-0.2678	0.0763	-3.51	0.039	1.27
Pb(NO3)2, g/t*Pb(NO3)2, g/t	-0.2014	0.0409	-4.93	0.016	7.9
NaCN, %*Pb(NO3)2, g/t	-0.0445	0.0863	-0.52	0.642	6.98

Fuente: Elaboración propia

3.9.2 Análisis e interpretación

En esta tabla lo más principal que debemos saber es interpretar el Valor T (valor T-Student) de las variables controlables, teniendo en cuenta que el software tiene como dato que el T-Student predeterminado para este diseño hexagonal de 3.182 con un intervalo de confianza del 95%, que se vera de manera visual en la gráfica de Pareto de efectos estandarizados. Entonces:

- Para el NaCN, % el valor T tiene un valor absoluto de 5.74 mayor que el T-Student predeterminado (3.182) que significa que es una variable controlable muy significativa para él % de recuperación del oro.
- Para el Pb(NO3)2, Kg/Tn el valor T tiene un valor absoluto de 3.6 mayor que el T-Student predeterminado (3.182) lo que significa que es una variable controlable significativa para el % de recuperación del oro.
- Para el NaCN, %* NaCN, % el valor T tiene un valor absoluto de 3.51 mayor que el T-Student predeterminado (3.182) que significa que es una variable controlable muy significativa para él % de recuperación del oro.
- Para el Pb(NO3)2, Kg/Tn* Pb(NO3)2, Kg/Tn el valor T tiene un valor absoluto de 4.93 mayor que el T-Student predeterminado (3.182) lo que significa que es una variable controlable significativa para el % de recuperación del oro.
- Para la interacción de NaCN, %* Pb(NO3)2, Kg/Tn el valor de T tiene un valor absoluto de 0.52, menor que el T-Student predeterminado (3.182) lo que significa

que dichas variables interacción no son significativas para él % de recuperación del oro.

3.9.3 Resumen del modelo (R^2)

Tabla 17

Resumen del modelo del (%) recuperación del oro por Diseño Hexagonal.

S	R-cuad	R-cuad.(ajustado)	R-cuad.(pred)
0.0820387	99.05%	97.46%	81.40%

Fuente: Elaboración propia

En este punto lo que principalmente se debe tener en cuenta es el valor del R-cuadrado, que en nuestro estudio es de 99.05%; que nos dice que las variables controlables tienen una aceptación del 99.05% de acuerdo con los resultados obtenidos del % de recuperación del oro. Un valor aceptable y alto para este estudio.

3.9.4 Análisis de varianza

Figura 61

Análisis de Varianza del (%) recuperación del oro por Diseño Hexagonal.

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	5	2.09874	0.419749	62.37	0.003
Lineal	2	0.30407	0.152037	22.59	0.016
NaCN, %	1	0.22145	0.221448	32.9	0.011
Pb(NO3)2, g/t	1	0.08736	0.087362	12.98	0.037
Cuadrado	2	0.23947	0.119736	17.79	0.022
NaCN, %*NaCN, %	1	0.08293	0.082933	12.32	0.039
Pb(NO3)2, g/t*Pb(NO3)2, g/t	1	0.16341	0.163406	24.28	0.016
Interacción de 2 factores	1	0.00179	0.001791	0.27	0.642
NaCN, %*Pb(NO3)2, g/t	1	0.00179	0.001791	0.27	0.642
Error	3	0.02019	0.00673		
Falta de ajuste	2	0.01491	0.007457	1.41	0.511
Error puro	1	0.00528	0.005278		
Total	8	2.11894			

Fuente: Elaboración propia

Análisis e interpretación: De acuerdo con la tabla de análisis de varianza es una corroboración de manera empírica para comprobar si son significantes las variables controlables de estudio y nos enfocaremos en el Valor p, que si es muy cercano a “cero” se dice que la variable es muy influyente o significante. Para nuestro estudio el Valor de p del NaCN, % y Pb(NO3)2, Kg/Tn tiene un valor de 0.011 y 0.037 respectivamente, con lo cual comprueba que las dos variables controlables son “Significantes”.

3.10 Ecuación de regresión en unidades no codificadas

En la ecuación de regresión en unidades no codificadas del % Recuperación del oro por Diseño Hexagonal % Re (Au).

% Re(Au) = 89.333 + 10.88 NaCN, % + 0.639 Pb(NO3)2, g/t - 11.90 NaCN, %*NaCN, %- 0.0504 Pb(NO3)2, g/t*Pb(NO3)2, g/t- 0.148 NaCN, %*Pb(NO3)2, g/t

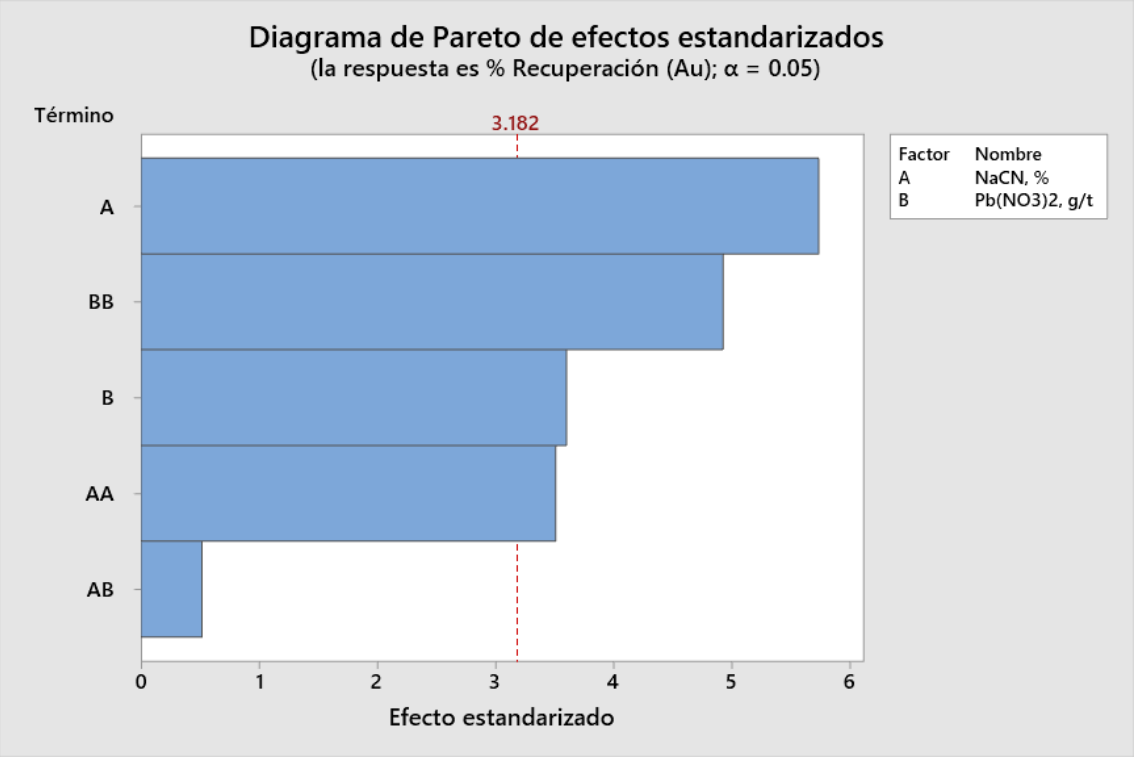
3.10.1 Análisis e interpretación

En esta ecuación nos da a conocer los coeficientes de cada una de las variables y de las combinaciones posibles, con el objetivo, de que si queremos realizar una prueba metalúrgica con una dosificación distinta, lo ponemos en la ecuación y nos dará el % de recuperación del oro para no realizar dicha prueba de metalúrgica innecesariamente, ya que involucra costo en el consumo de reactivos, energía, análisis y tiempo.

3.11 Diagrama de Pareto de los efectos del (%) recuperación del oro por Diseño Hexagonal

Figura 62

Diagrama de Pareto de efectos del (%) recuperación del oro



Fuente: Elaboración propia

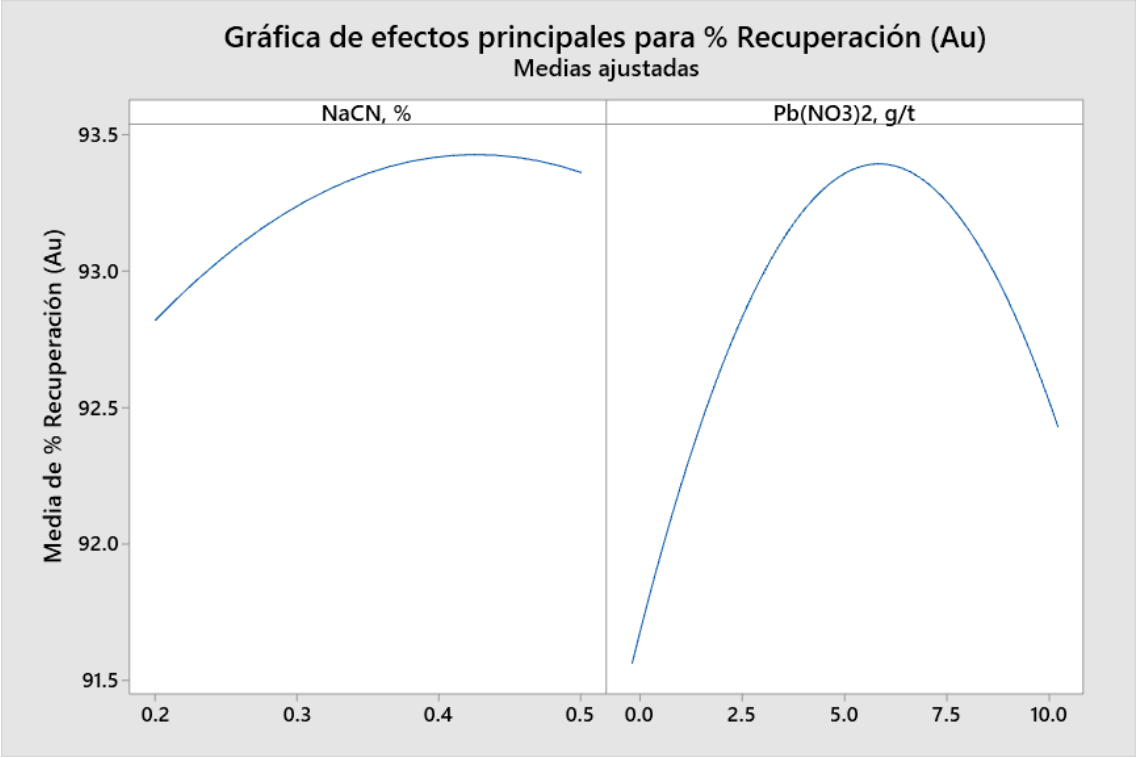
3.11.1 Análisis e interpretación

Este diagrama de Pareto es muy importante para corroborar la significancia y no significancia de las variables controlables en la variable respuesta (% de Recuperación del oro). En primera instancia tenemos que A es el NaCN y B es el Pb(NO3)2. La línea de color roja es un valor que muestra los efectos de cada una de las variables y que en función de ello nos indica como un límite para que una variable controlable sea significativa o no significativa frente a la variable respuesta que en nuestro estudio es el % de Recuperación de oro, entonces podemos concluir que el factor A (NaCN) y el factor B (Pb(NO3)2 son significantes frente a la variable respuesta (% de Recuperación de Au). La variable interacción AA (NaCN con NaCN) y BB (Pb(NO3)2 con Pb(NO3)2) a pesar de que gráficamente es significante no lo ponemos como significante porque estamos estudiando las variables controlables significantes por separado y no sus interacciones.

3.12 Gráfica de los efectos principales para él % de recuperación del oro

Figura 63

Gráfica de los efectos principales para él % de recuperación del oro.



Fuente: Elaboración propia

3.12.1 Análisis e interpretación

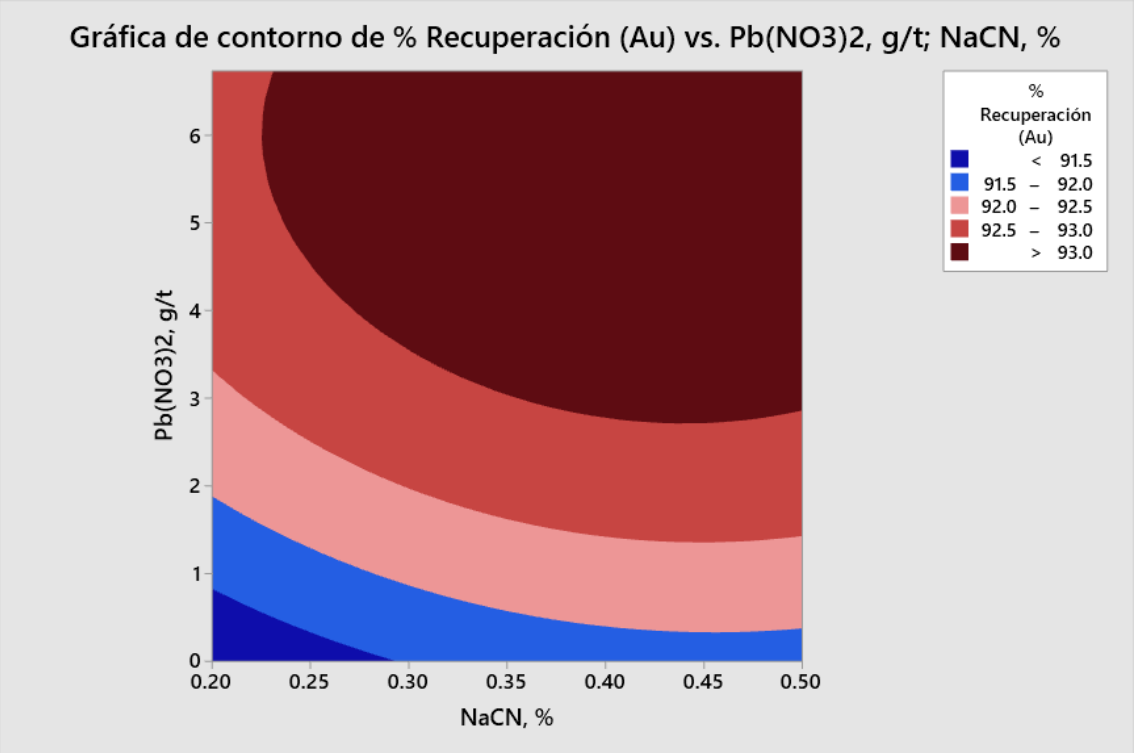
Podemos decir que:

- Para el NaCN, % se observa que tiene un comportamiento parabólico que a una fuerza de cianuración de 0.2% a 0.4%, tiende a aumentar el % de recuperación del oro, llegando a una máxima recuperación alrededor del 93.5% aproximadamente con una fuerza de cianuración de 0.4% aproximadamente, pero a medida que se sigue aumenta la fuerza de cianuro, gráficamente el % de recuperación del oro comienza a reducir notoriamente. Podemos concluir que a una mayor fuerza de cianuración mayor al 0.4% el % de recuperación del Au tiende a disminuir.
- Para el Pb(NO3)2, Kg/Tn se observa que tiene un comportamiento parabólico que a un consumo de 5 Kg/Tn llega a una máxima recuperación de 93.5%, pero a medida que el consumo es mayor a 5 Kg/Tn el % de recuperación del oro comienza a reducir notoriamente.

3.13 Gráfica de contorno del %Re(Au) vs. Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, %

Figura 64

Gráfica de contorno del %Re(Au) vs. Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, %



Fuente: Elaboración propia

Esta gráfica está dividida por zonas de color rojo de mayor a menor intensidad y zonas de color azul de menor a mayor intensidad. En los ejes se ubican las variables significativas para él % de recuperación (Au). En la parte derecha está el % de recuperación (Au) de acuerdo con las intensidades de las zonas que indican el rango de los valores.

3.13.1 Análisis e interpretación

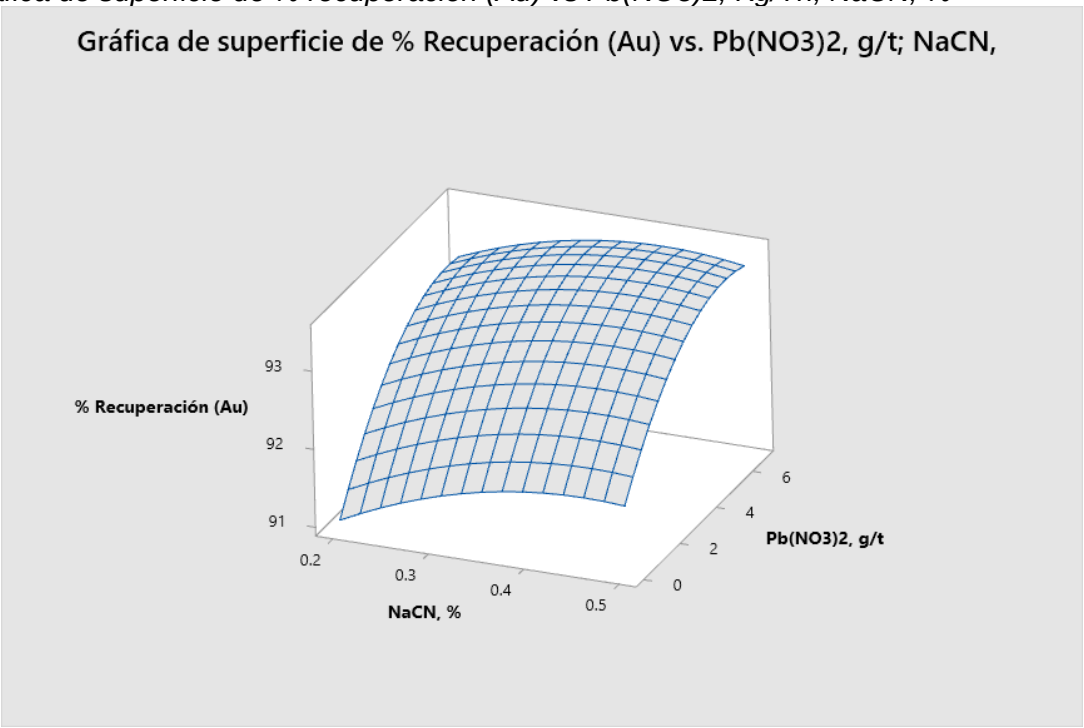
Esta grafica se analiza de la siguiente manera.

- La zona de color rojo de mayor intensidad representa que hay un % recuperación de oro mayor al 93% para cierta dosificación de consumo de las variables controlables, a medida que la zona roja es menos intensa puede llegar a un % recuperación mínima de oro al 92%.
- Las zonas de color azul menos intensas representan que hay un % recuperación de oro entre un 91.5% a un 92% con una cierta dosificación de consumo de las variables controlables, y la zona de color azul de mayor intensidad representa que hay un % recuperación de oro menor al 68%.

3.14 Grafica de superficie de % recuperación (Au) vs Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, %

Figura 65

Grafica de superficie de % recuperación (Au) vs Pb(NO3)2, Kg/Tn; NaCN, %



Fuente: Elaboración propia

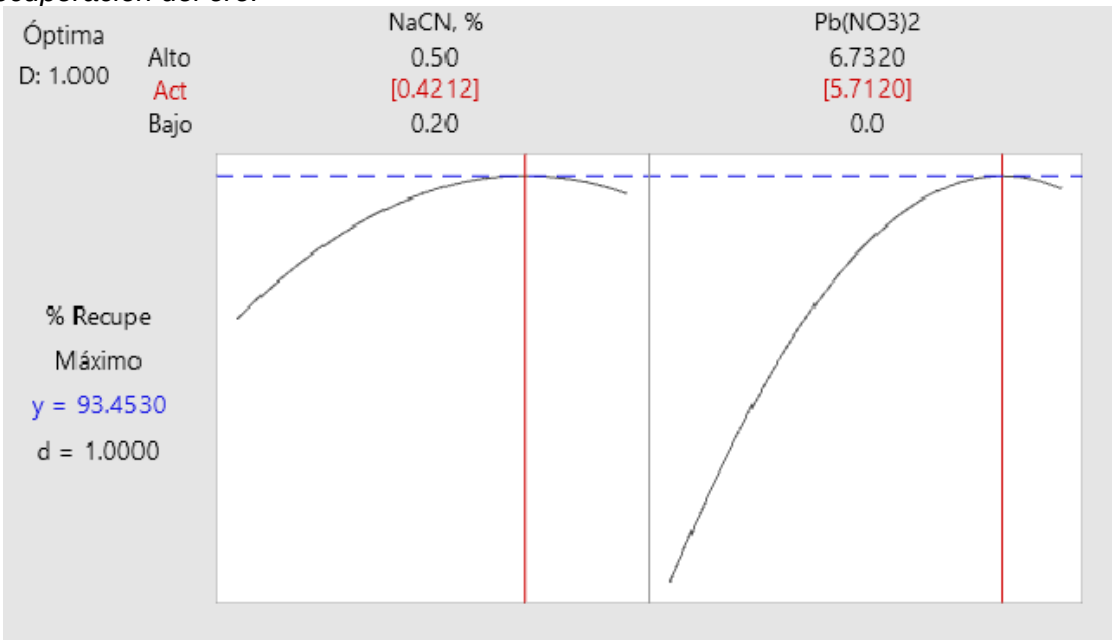
3.14.1 Análisis e interpretación

Esta gráfica de superficie nos da la información completa en tres dimensiones del % recuperación (Au), NaCN, % y el consumo de Pb(NO3)2, Kg/Tn. A medida que aumentamos el NaCN, % aumenta el % recuperación (Au) y a medida que aumenta el consumo de Pb(NO3)2, Kg/Tn también aumenta el % recuperación (Au). Esta gráfica de superficie corrobora la interpretación obtenida en las gráficas de efectos principales para él % recuperación (Au). Todas estas tablas y graficas que hemos visualizado anteriormente son muy importantes, ya que guardan relación y confirman de manera óptima de acuerdo con el diseño Hexagonal que las variables controlables “NaCN, %” y “Pb(NO3)2, Kg/Tn” son variables que tienen mayor relevancia para él % recuperación (Au).

3.15 Optimización del consumo de NaCN, % y Pb(NO3)2, Kg/Tn para obtener el máximo % Recuperación del oro.

Figura 66

Optimización del consumo de NaCN, % y Pb(NO3)2, Kg/Tn para obtener el máximo % Recuperación del oro.



Fuente: Elaboración propia

3.15.1 Análisis e interpretación

En esta grafica obtendremos un % recuperación (Au) optima de 93.453%, según el modelo Hexagonal, el cual se observa que con un NaCN, % de 0.4212, y un consumo de

Pb(NO3)2 de 5.712 Kg/Tn se obtendrá un% recuperación de oro de 93.453%, pero hay que tener en cuenta que estos datos lo obtendremos del programa estadístico Minitab. Finalmente, una vez obtenida la optimización del consumo de estos reactivos, realizaremos una última 3 prueba metalúrgica para comprobar si él % de recuperación de oro es cercano al valor propuesto por el diseño hexagonal.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Resultados de las pruebas experimentales

Según la tabla 33. Se obtiene una mayor recuperación con un % NaCN de 0.43 y 6.73 Kg/Tn de Pb(NO3)2, resulto de una recuperación optima de 93.45%. Estos datos son referenciales y se optó por hacer 3 pruebas más, con cada resultado (optimizado según el programa estadístico Minitab y el resultado que nos da la tabla codificada), para corroborar si él % recuperación de oro es similar a las pruebas que se realizaron en el laboratorio metalúrgico y el obtenido utilizando el programa estadístico Minitab.

Figura 67

Recuperación de Au en función con las dosificaciones de reactivos.

RESULTADOS EXPERIMENTALES										
Prueba	% NaCN	Pb(NO3)2, kg/t	pH Natural	Leyes de Au, ppm			Consumo, Kg/t		ppm O2 Disuelto	% Recuperación (Au)
				Analizada	Calculada	Relave	NaCN	Cal		
N° 01	0.50	5.00	8.78	80.32	79.71	5.33	11.47	2.22	3.71	93.31
N° 02	0.43	6.73	8.79	80.32	81.53	5.34	10.01	2.15	3.52	93.45
N° 03	0.28	6.73	8.82	80.32	82.32	5.67	7.62	3.04	3.53	93.11
N° 04	0.20	5.00	8.78	80.32	79.12	5.64	6.44	2.24	3.67	92.87
N° 05	0.28	3.27	8.79	80.32	77.10	5.56	7.88	2.22	3.41	92.79
N° 06	0.43	3.27	8.82	80.32	83.95	5.72	9.70	2.01	3.39	93.19
N° 07	0.35	5.00	8.78	80.32	84.54	5.65	8.11	2.29	3.68	93.32
N° 08	0.35	5.00	8.79	80.32	80.54	5.30	7.93	2.12	3.73	93.42
N° 09	0.50	-	8.82	80.32	76.82	6.30	13.38	1.25	-	91.80

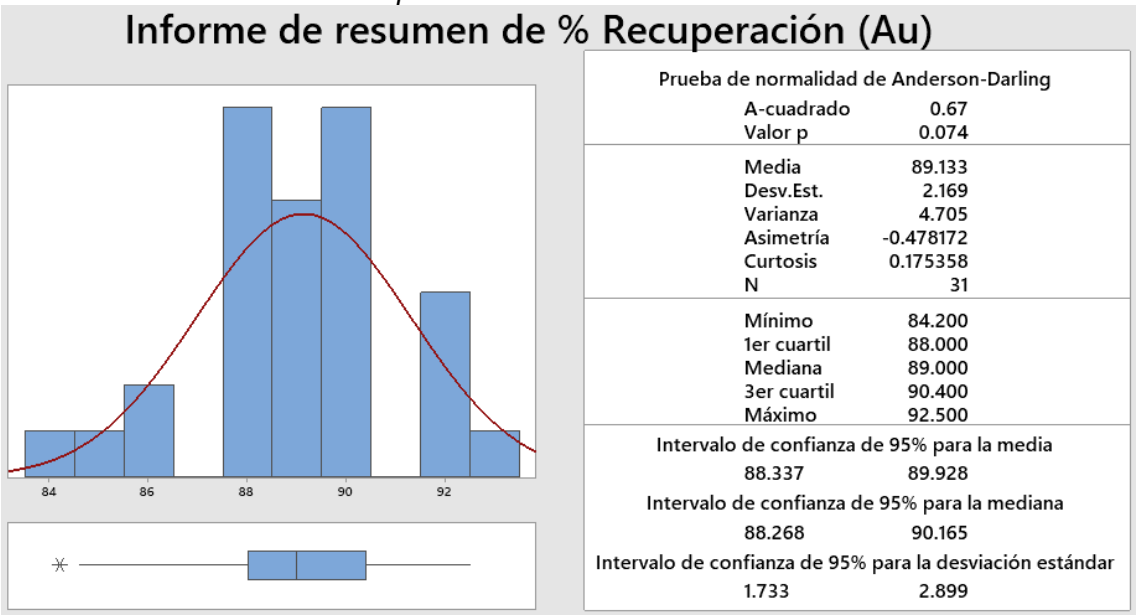
Fuente: Elaboración propia

4.1.1 Interpretación de los valores estadístico en % recuperación en la Planta concentradora de oro

La Planta concentradora tiene una varianza 4.7 el cual es demasiado alto, por cual se realizó este trabajo de investigación con la finalidad de optimizar reactivos y tener una variabilidad más baja con respecto a la recuperación de la Planta concentradora de oro, el cual se puede apreciar en la Tabla 34.

Figura 68

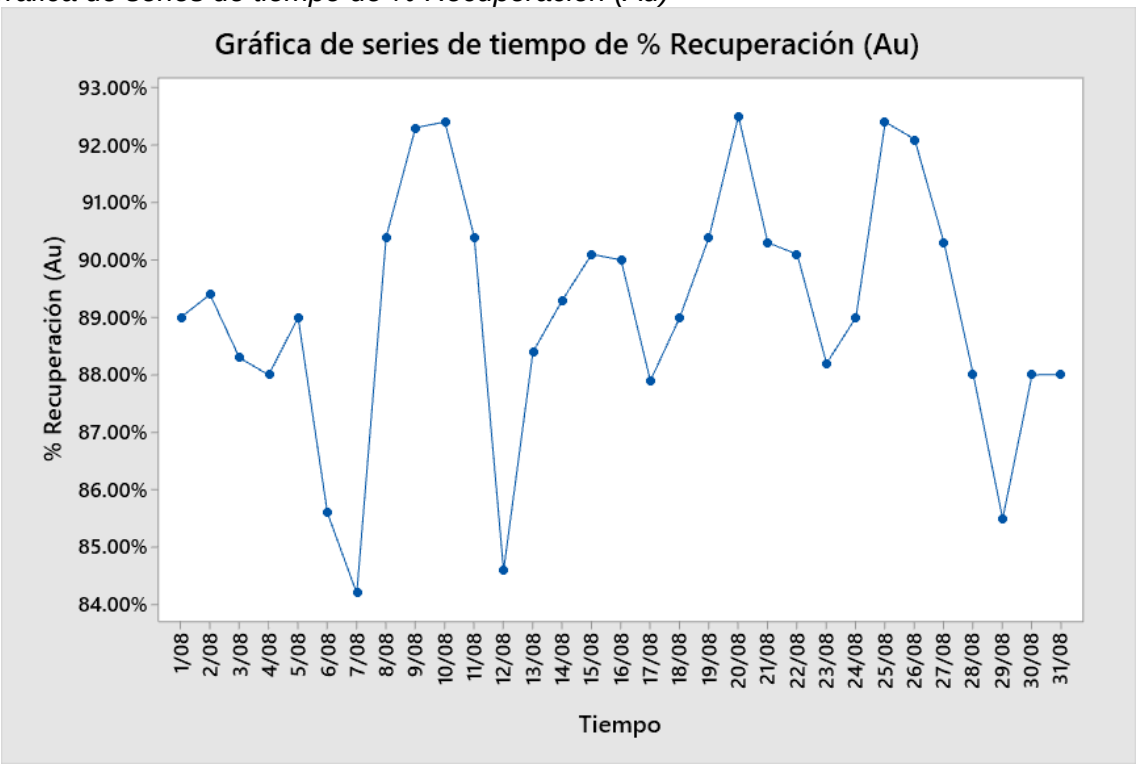
Informe de resumen de % Recuperación de oro



Fuente: Elaboración propia.

Figura 69

Gráfica de series de tiempo de % Recuperación (Au)



Fuente: Elaboración propia

4.2 Pruebas determinantes para proponer los nuevos parámetros en la Planta concentradora de oro.

Se realizaron en total 6 pruebas, 3 pruebas con las dosificaciones obtenidas en a Figura 67 y 3 pruebas restante con el resultado optimizado que nos proporciona el programa estadístico en la Figura 69, como se puede apreciar los resultados en la tabla 18 y tabla 19 respectivamente.

Tabla 18

Pruebas realizadas a 0.43 de % NaCN y 6.73 Kg/Tn de $Pb(NO_3)_2$

Pruebas	Consumo		% Recuperacion (Au)
	% NaCN	Pb(NO3)2, Kg/t	
1	0.43	6.73	93.452
2	0.43	6.73	93.447
3	0.43	6.73	93.448
Promedio			93.449

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19

Pruebas realizadas a 0.42% de NaCN y 5.71 Kg/Tn de $Pb(NO_3)_2$

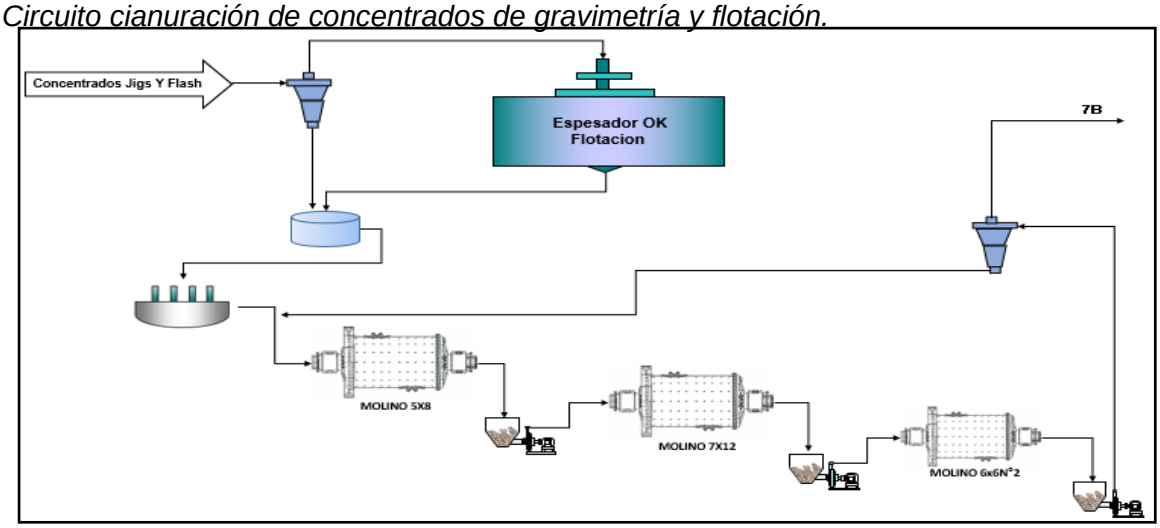
Pruebas	Consumo		% Recuperacion (Au)
	% NaCN	Pb(NO3)2, Kg/t	
1	0.42	5.71	93.451
2	0.42	5.71	93.453
3	0.42	5.71	93.448
Promedio			93.451

Fuente: Elaboración propia

Según las pruebas obtenidas en laboratorio metalúrgico se optó por el consumo de reactivos de la Tabla 19, debido que nos proporciona un menor consumo de Pb(NO3)2.

Figura 70

Circuito cianuración de concentrados de gravimetría y flotación.

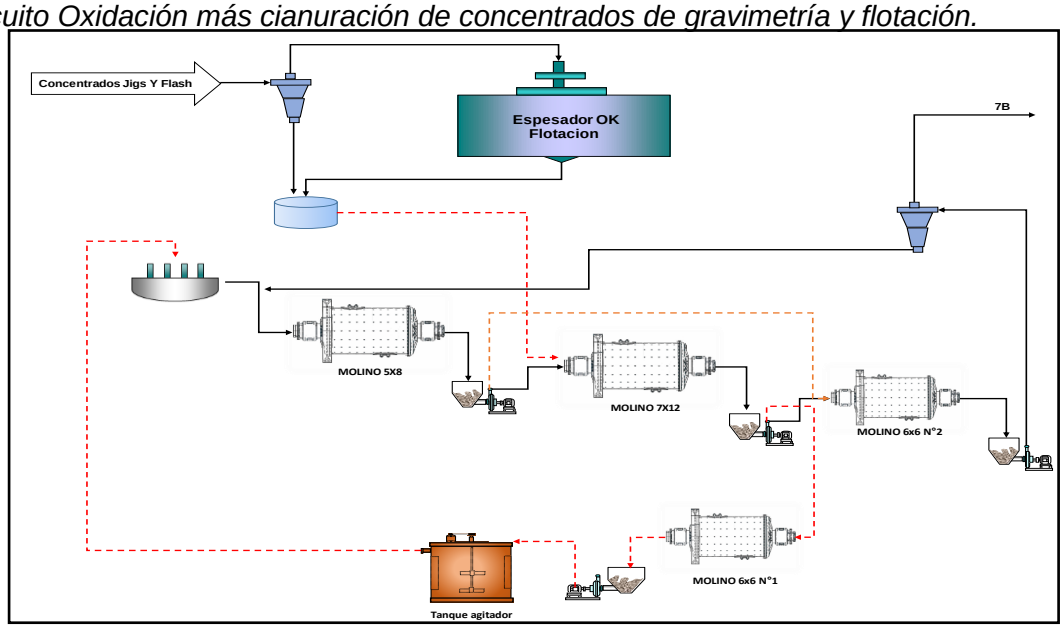


Fuente: Elaboración propia

En la figura 70 observamos como era el circuito de la planta concentradora para el tratamiento de concentrados de gravimetría y flotación (Concentrados Jigs y Flash), el cual consistía que los concentrados era el alimento del Hidrociclón D-10, donde el Underflow es el alimento del filtro disco, la descarga del filtro (queque) es e alimento de los Molinos 5x8, 7x12 y 6x6 N°2 el cual la descarga tiene un tamaño de 98% -M400 y seria el nuevo alimento del Hidrociclón D-10, el cual el Underflow formaría el circuito cerrado con estos molinos que están en forma de serie.

Figura 71

Circuito Oxidación más cianuración de concentrados de gravimetría y flotación.



Fuente: Elaboración propia

En la figura 71 se observa los cambios que se realizaron en la Planta concentradora de oro, el Underflow del Hidrociclón D-10 más el Underflow del espesador de flotación es la alimentación del Molino 7x12, y la descarga de este es el alimento del Molino 6x6 N°1. La descarga será el alimento de los tanques de agitación, en el Molino 6x6 N°1 se adiciona en $Pb(NO_3)_2$ y en los tanques de agitación se tiene un tiempo de resiliencia de 24 horas para el proceso de oxidación de los concentrados sulfurosos, luego el circuito seguirá siendo el mismo, teniendo en cuenta que ya no sería un circuito en serie de 3 molinos, como se aprecie en la figura 71.

Figura 72

Resumen análisis costo de beneficio

	Unidades	Antes	Actual
Concentrado diario	(t)	100	100
Ley de concentrado	(g/t)	80.32	80.32
% Recuperación (Au)	(%)	91.8	93.453
Contenido fino (Au)	(g)	7373.38	7506.14
	(oz)	258.07	262.72
Cotizacion (Au)	($/oz)	2400.80	2400.80
Ingreso total día	($)	619570.04	630726.35
Diferencia	($)		11156.31
Mensual	($)		334689.31
Anual	($)		4016271.66

Fuente: Elaboración propia

Figura 73

Resumen análisis costo de consumo de energía y reactivo

	Unidades	Actual
Ratio Consumo de Pb(NO3)2	(Kg/t)	3.5
Consumo de Pb(NO3)2	(Kg)	350
Precio de Pb(NO3)2	($/Kg)	3.5
Gasto día		1225
Otros (energía, transporte,...)	($/t)	1
Gasto día otros	($)	100
Total gasto día	($)	1325
Total gasto mes	($)	39750
Beneficio mensual	($)	294939.3
Beneficio anual	($)	3539272

Fuente: Elaboración propia.

Según la figura 73 se espera obtener un beneficio de 295 mil dólares mensuales aproximadamente, tener en cuenta que los datos en la Figura 72 corresponde al % recuperación total de la Planta concentradora de oro, de acuerdo con el factor que sería de 0.95, el cual se obtiene en dividir la recuperación en planta con la recuperación obtenida de las pruebas de laboratorio metalúrgico, se obtendría como beneficio 3.5 millones de dólares anuales aproximadamente.

Durante el desarrollo de las pruebas metalúrgicas de acuerdo al diseño hexagonal que se realizó en el laboratorio, se obtuvo diferentes dosificaciones de NaCN y % y de $Pb(NO_3)_2$, para lo cual se obtuvo como resultados una variedad de % de recuperación de oro y así poder determinar la óptima recuperación de oro.

Mediante el T-Student se comprobó que él %NaCN y el $Pb(NO_3)_2$ son dos variables controlables muy significantes para el aumento de la eficiencia en la % recuperación del oro, con un alto porcentaje de aceptación de acuerdo con los resultados obtenidos en la parte experimental de las pruebas de lixiviación realizadas.

El diagrama de Pareto, grafica de efectos, grafica de contorno y grafica de superficie nos da la información visual y corroborativa que las variables controlables en estudio influyen de manera muy directa y significativa en él % recuperación del oro.

De acuerdo con los resultados obtenidos del % recuperación del oro, se obtiene mediante el análisis estadístico diferentes datos y graficas que nos permitirá tener hacer una interpretación adecuada como es el caso del valor del T Student, R^2, análisis de varianza, ecuación de regresión, diagrama de Pareto, grafica de los efectos principales, grafica de contorno y grafica de superficie. Todo esto antes mencionado tienen relación para poder demostrar que dichas variables controlables son significantes y a la vez optimizar en el proceso el consumo de dichos reactivos.

Al obtener los resultados de las pruebas a nivel laboratorio metalúrgico, se tuvo que modificar el circuito, sin comprar equipos de otros proveedores, debido que se reusaron los equipos como el Molino 6x6 N°1 y los tanques de agitación que estuvieron en la Planta piloto.

Conclusiones

De la prueba de moliendabilidad en el laboratorio metalúrgico se obtiene que el tiempo para obtener un 98% de malla -400 fue de 1 hora con 50 minutos y 6 segundos.

Se obtiene de acuerdo con el diseño hexagonal que, las variables de $NaCN^-$ y $Pb(NO_3)_2$ son significativas para él % recuperación del oro.

Mediante el diseño hexagonal se llevó a cabo una serie de pruebas metalúrgicas para encontrar el óptimo del consumo de NaCN y el $Pb(NO_3)_2$ logrando obtener un consumo de 10.01 Kg/Tn de NaCN y 6.73 Kg/Tn de $Pb(NO_3)_2$, con un porcentaje de recuperación de oro del 93.45%.

Se llevo a cabo la prueba optimizada con los datos del consumo optimizado de reactivos logrando obtener un % de recuperación de oro de 93.453% y un consumo de reactivos de 5.71 Kg/Tn de $Pb(NO_3)_2$ y 0.42 de % NaCN.

En los resultados experimentales, bajo el diseño hexagonal se observa una mejor cinética de disolución de oro y % recuperación (Au) con respecto a la prueba en blanco realizada, incluso el consumo de NaCN es menor, además se observa menor cantidad de metales disueltos, así como la etapa de oxidación hace que aumente el consumo de cal, por el efecto de disminución del pH.

Se logra incrementar en 1.65% la recuperación del oro, y disminuir hasta en casi 3.37 Kg/t el consumo de NaCN, con un aumento de 0.9 Kg/t en cal por disminución del pH por efecto de la oxidación.

Bajo estos resultados, realizar pruebas en Planta, trabajando con [NaCN] = 0.42 - 0.43% y $[Pb(NO_3)_2]$ = 5.71 – 6.73 Kg/t, iniciando la etapa de oxidación desde la Remolienda, dosificando $Pb(NO_3)_2$ continuamente en cada punto de alimento y descarga, hasta que empiece a aumentar los ppm de O2, antes de esto no se debe adicionar NaCN, toto esto bajo el flowsheet planteado, incluso usar lanzas de aire en los tanques para mantener niveles superiores a 3ppm O2, y monitorear constantemente niveles de pH y O2.

Se podrá obtener un beneficio alrededor de 3.5 millones de dólares anuales, según las pruebas a nivel laboratorio metalúrgico.

Recomendaciones

Se recomienda para la realización de las pruebas metalúrgicas, tener los instrumentos adecuados y en perfecto estado como puede ser el molino, agitadores, filtro prensa y demás materiales correspondientes a las pruebas del laboratorio.

Se recomienda al momento de hacer un muestreo más representativo tener en cuenta la fecha y hora de muestreo debido que el mineral es de diferentes proveedores, e informar al supervisor de turno si se puede realizar el muestreo correspondiente.

Se recomienda antes de realizar las pruebas de cianuración, realizar la curva de oxidación y la curva de cal para estar con los parámetros necesario para realizar las pruebas de cianuración en vasos

Se recomienda cuando las pruebas de cianuración terminen realizar 3 lavadas y filtrar 3 veces al precipitado que quedo en los vasos, para así obtener cuanto de ley tiene el precipitado o relave.

Se recomienda realizar pruebas de análisis de adsorción atómica del oro y plata y difracción de rayos X en las lecturas de las pruebas de cianuración, para determinar cuanta ley de oro y plata se recupera y visualizar si la muestra llego a oxidarse.

Se recomienda realizar pruebas de análisis de malla valorada en los relaves, para obtener en que tamaño de malla se obtiene mayor cantidad de oro, estos datos nos dan una idea acerca si se realizó una buena molienda o si se necesita una remolienda para obtener la mayor recuperación deseada.

Referencias bibliográficas

Ayala, J. (1995). *Optimización por diseños experimentales con aplicaciones en ingeniería*. Lima Perú. Repositorio Institucional UNI.

Ayala Mina Jorge y Pardo Mercado Richard (1995). *Optimización por diseños experimentales con aplicaciones en ingeniería*. Lima Perú

Cerro Joo, Juan Carlos (2014). *Implementación del concentrador gravimétrico-centrífugo "icon" a planta de cianuración aurífera*. Informe de suficiencia Ingenieria Metalurgia, FIGMM. UNI, Lima Peru, pp. 45-46.

COM 2012 *Gold Processing Short Course,* Niagara Falls, Sep 30 to Oct 3, 2012.

Gutiérrez Pulido Humberto y Román de la Vara Salazar (2008). *Análisis y diseño de experimentos.* 2da edic. México, D.F

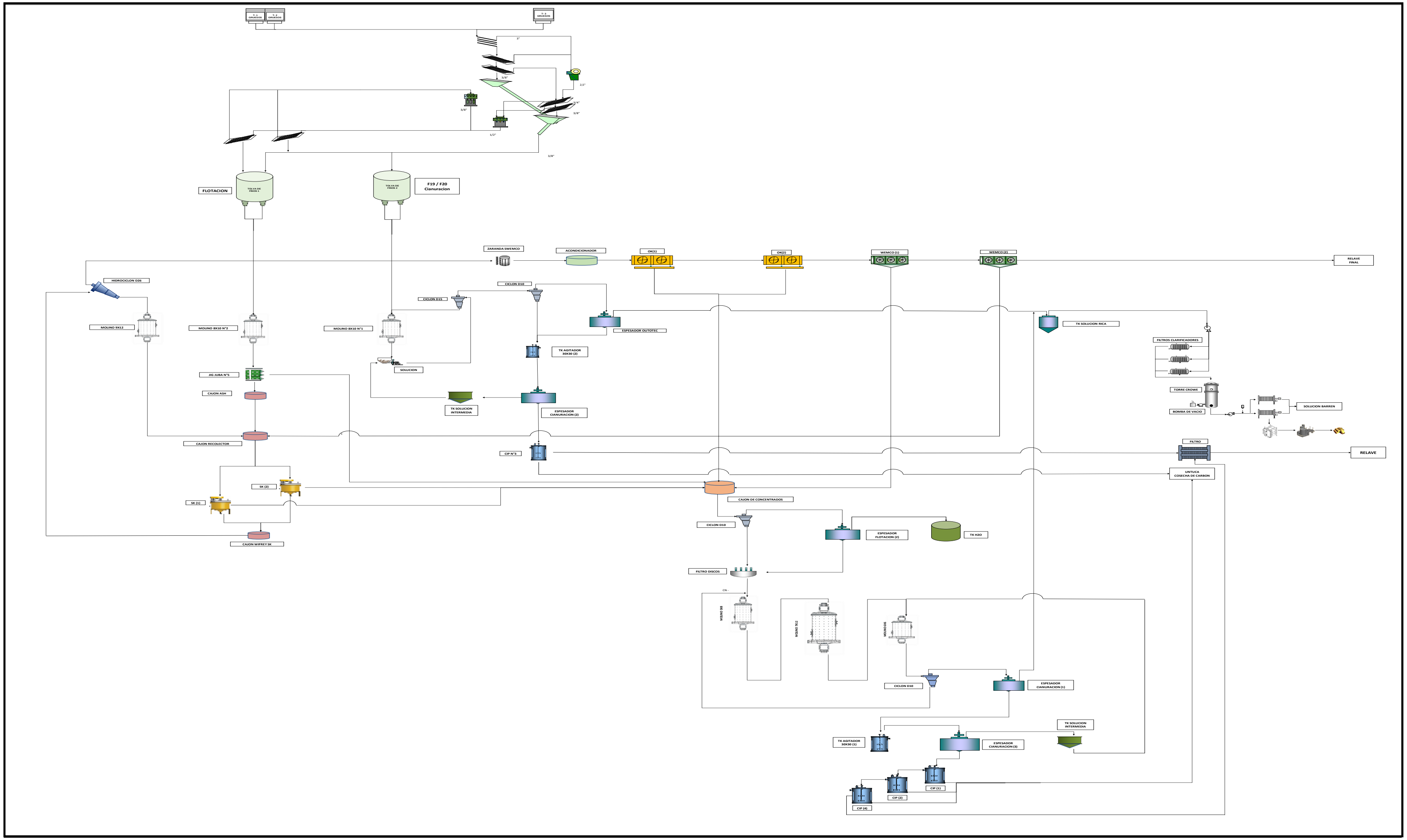
John Marsden and C. Lain House (SME), *The Chemistry of Gold Extraction*, 2nd Edicion, 2006.

Quiroz Núñez Iván, "*Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*", UNI, Lima Perú.

Uceda Herrera, D. Marzo (2016). *Hidrometalurgia Química e Ingeniería*. 1ra edic., Edit Graficas EIRL.

Anexos

Pág.

Anexo 1: Flowsheet de la planta concentradora de oro. 1

Anexo 1: Flowsheet de la planta concentradora de oro.