



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

PROYECTO ELECTRICO Y DEL CONTROL DE
UNA FABRICA DE CEMENTO

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO MECANICO ELECTRICISTA
AREA INGENIERIA ELECTRICA Y ELECTRONICA

P R E S E N T A N:

ERNESTO DIAZ LOZANO CAMPOS

MARTIN DOMINGUEZ BARRIOS - MORALES

CARLOS FERNANDEZ FLORES

BERNARDO FERNANDEZ RIVERA RIO

CARLOS FULLER MARTINEZ

DIRECTOR DE TESIS:

ING. DANIEL BARRIOS-MORALES FRIAS

MEXICO, D. F.,

1982



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

INDICE

	Pag.
CAPITULO I	1
I.- Introducción.	2
II.- Historia.	3
III.- Características.	4
IV.- Fabricación.	5
CAPITULO II	11
I.- Diseño Eléctrico.	12
II.- Identificación y Agrupamientos de cargas.	13
III.- Selección del Equipo y Tipo de Instalación.	15
IV.- Cálculo del Circuito Corto.	20
CAPITULO III	32
I.- Control del Proceso de una Planta de Cemento por Medio de Inteligencia Distribuida.	33
II.- Control del Horno.	40
III.- Control de Velocidad del Motor del Horno.	48
IV.- Control del Molino de Crudo.	56
V.- Sistema de Pesaje Continuo.	61
APENDICE I	
Cálculo del Alumbrado.	62

APENDICE II	
Convertidores A/D.	70
APENDICE III	
Convertidores D/A.	73
CONCLUSIONES	77
BIBLIOGRAFIA	78

CAPITULO I

I N T R O D U C C I O N

La elaboración de este trabajo tiene como enfoque principal el proponer un estudio en el cual se muestra la aplicación de los últimos adelantos en ingeniería tanto eléctrica como electrónica en una planta productora de cemento.

Este estudio se llevó a cabo en base a experiencias obtenidas en diversas fábricas de este producto existentes en México.

Los avances habidos en los últimos años en estas áreas de la ingeniería ha provocado la creación de nuevas técnicas y equipos con los cuales se logran óptimos resultados en la elaboración del cemento.

Primeramente procederemos a dar una descripción del cemento, su historia, su composición y su uso en la actualidad, para de ahí pasar a la parte técnica y materia principal de este trabajo.

La primera parte consiste en el diseño de la instalación eléctrica de potencia, utilizando los mejores dispositivos disponibles en el mercado para este fin.

Los puntos tratados en este trabajo no son, ni pretenden ser, todos los necesarios para la completa realización del proyecto eléctrico, sin embargo se tocan los aspectos más importantes para ejemplificar una instalación de este tipo.

En la segunda parte se discute la posible automatización de la planta, aprovechando las últimas experiencias al respecto a nivel mundial. Este aspecto se procuró desarrollar tomando en cuenta la realidad tecnológica de nuestro país. Las secciones que se pretenden automatizar no son todas las existentes en la planta, pero sí las más importantes y factibles de controlar automáticamente.

Con este trabajo se mostrará solo una pequeña parte del estado actual de ésta técnica y su posible implementación, estando conscientes de que el avance actual vertiginoso de la ciencia y la técnica superará en breve los alcances actuales de cualquier estudio que se haga al respecto.

Ciudad Universitaria, D.F. noviembre de 1982.

H I S T O R I A

A lo largo de la historia los más antiguos constructores trataron continuamente de encontrar compuestos que mantuvieran unidos los ladrillos o las piedras individuales y repartieran las cargas. Estos compuestos se conocen con el nombre de morteros y están constituidos normalmente por una sustancia inerte, como la arena, un aglomerante y agua. Esa sustancia aglomerante recibe el nombre de cemento. La mayoría de los cementos que se utilizan en la construcción son hidráulicos, es decir, reaccionan químicamente con el agua para fraguar y endurecer.

Los egipcios emplearon un mortero que contenía yeso (sulfato de calcio hidratado, de fórmula $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) en la construcción de las pirámides. La cal apagada (hidróxido de calcio, $\text{Ca}(\text{OH})_2$) fue utilizada por griegos y romanos como mortero en muchas de sus construcciones. Esta cal se obtiene calcinando piedra caliza, compuesta en su mayor parte de carbonato cálcico (CaCO_3), para formar cal (óxido de calcio, CaO). A continuación se apaga la cal, es decir, se la hace reaccionar con agua. Desgraciadamente, el mortero hecho con cal apagada tiende a agrietarse y desmenuzarse cuando se halla a la intemperie, por lo que ambos, griegos y romanos, encontraron otro cemento mucho más conveniente, un cemento verdaderamente hidráulico, llamado PUZOLANA.

Este cemento que se fabricaba con cal finamente molida, arena y un material volcánico obtenido en las inmediaciones de la ciudad italiana de Pozzuoli, fraguaba al añadirle agua y se endurecía.

En 1824, Joseph Aspdin obtuvo una patente en Gran Bretaña sobre un procedimiento propuesto en 1817 por el francés Vicat para fabricar cemento Portland. El nombre, que no es marca de fábrica, se escogió por el ligero parecido de color entre el cemento fraguado y la piedra de Portland.

En este procedimiento, la temperatura de calcinación era más elevada que la anteriormente alcanzada y se obtenía un cemento de resistencia muy mejorada.

Después de esta breve historia vemos las características del cemento usado actualmente.

C A R A C T E R I S T I C A S

COMPOSICION. El cemento Portland ordinario esta compuesto aproximadamente, por una mitad de silicato tricálcico, una cuarta parte de silicato bicálcico y, más o menos, cantidades iguales de aluminato tricálcico y ferroaluminato tetracálcico. Si ese cemento ha de estar expuesto al ataque de un ácido, se deberá reducir la proporción de aluminato tricálcico. Para construcciones de grandes espesores es necesario un cemento de bajo calor de fraguado, ya que la estructura se puede romper debido al sobrecalentamiento. Como el silicato y el aluminato tricálcico liberan mucho calor al reaccionar con el agua, habrá que limitar esos componentes en la fabricación de tales cementos de bajo calor de fraguado.

USOS. El cemento se emplea fundamentalmente en la preparación de hormigón, es decir, una mezcla en cantidades científicamente determinadas de arena, áridos (piedra), cemento y agua. Aunque se utiliza mucho en la industria de la construcción, sólo representa un 3% del costo total de las edificaciones.

En cuanto a producción en 1976 se fabricaron en el mundo unas 750 millones de toneladas de cemento, y los principales productores fueron la Unión Soviética (123 millones), Japón (68.7 millones) y Estados Unidos (68.3 millones). En México la producción para 1982 se ha estimado en más de 27 700 toneladas producidas por 28 fábricas.

Pasaremos a describir el proceso de fabricación del cemento tipo seco, el cual es el más generalizado en nuestro país, siendo el otro el húmedo.

F A B R I C A C I O N

El cemento Portland es de tipo hidráulico; a diferencia de la cal, fragua lo mismo al aire libre que debajo del agua y adquiere, además, una resistencia mucho más elevada.

De acuerdo con la definición que aparece en la Norma Oficial de Calidad, de la Dirección General de Normas, de la Secretaría de Industria y Comercio, el cemento Portland es el material que proviene de la pulverización del producto obtenido por fusión incipiente de materiales arcillosos y calizas que contengan los óxidos de calcio, silicio, aluminio y fierro, en cantidades convenientemente calculadas y sin más adición posterior que yeso sin calcinar y agua, así como otros materiales que no excedan del 1% del peso total y que no sean nocivos para el comportamiento posterior del cemento.

Para la obtención de tal composición se requieren dos materias primas esenciales: la que suministra la base (cal) y la que proporciona los ácidos (óxidos de silicio, aluminio y fierro). Las calizas a base de carbonato de calcio proveen en general la primera, y como material ácido se dispone de granitos, andesita, riolitas, arcillas o escorias, siendo usual también el empleo de mineral de fierro para aumentar el contenido de óxido férrico en el material ácido.

Como en la naturaleza, las materias primas mencionadas existen en mayor o menor grado de pureza, de tal manera que, en las calizas, se encuentra cierta proporción de óxidos ácidos, y en las rocas ácidas se encuentra cal en mayor o menor proporción; es indispensable analizar cuidadosa y separadamente cada una de las materias primas para, de acuerdo con las propiedades que se deseen en el cemento, proporcionarlas y dosificarlas.

Generalmente las canteras de piedra caliza se trabajan empleando dinamita, cuya explosión desprende miles de toneladas de trozos de piedra. Con estos trozos de diversos tamaños, unos 60 cms, y aun mayores, se cargan grandes camiones o góndolas de ferrocarril que transportan la piedra a las potentes máquinas trituradoras (de mandíbula, rotatorias o de martillo) que reducen los trozos a sólo unos 15 cms de tamaño. A continuación se transporta la piedra a otras quebradoras de cono que la convierten a un tamaño de unos 4 cms de diámetro o menor.

A este proceso de trituración son sometidos tanto la piedra caliza como la arcilla o barro, el mineral de fierro, el yeso, etc..

Los materiales ya triturados se transportan usualmente por medio de una banda de hule al patio de almacenamiento general de crudos, donde se depositan en grandes montones.

El patio de almacenamiento cuenta con un sistema de bandas transportadoras, una grúa viajera eléctrica que mueve los materiales al lugar que se requiera dentro del patio, así como a las tolvas de alimentación de secadores o molinos.

En el proceso seco una vez reducidas a fragmentos la caliza y la arcilla, se les sustrae individual y separadamente la humedad que contienen, por medio de secadores, constituidos por grandes tambores dotados de un lento movimiento de rotación y ligeramente inclinados hacia la boca, por los que circulan gases calientes en dirección opuesta a la del producto que se va a secar. Mediante el movimiento de unas palas en el interior de los tambores, que levantan continuamente y dejan caer el material a través de la corriente de gases, se consigue una desecación uniforme.

Ya secos los distintos ingredientes (que representan dos o más composiciones) se conducen por medio de transportadores a sus correspondientes depósitos, de donde la grúa viajera los toma y los conduce a las tolvas de alimentación de los molinos de material crudo.

De las tolvas indicadas, que son en número de dos o más, correspondientes a la caliza, la arcilla, los correctores férricos y silicosos (cuando se les requiere), etc., los materiales se transportan mediante bandas de hule a pesadores automáticos, que regulan la proporción de dichos materiales de acuerdo con su particular composición química debidamente controlada por el laboratorio de la fábrica y considerando además la composición deseada según el tipo de cemento que se desee obtener.

Ya juntas caliza y arcilla debidamente dosificadas, se llevan al molino de material crudo. El molino de crudos es de bolas, y las hay de diversos tipos y tamaños, de acuerdo con la capacidad deseada. Esta movido por un potente motor eléctrico de 2 000 HP o mayor, dividido en dos o tres compartimientos con el fin de lograr la molienda por etapas sucesivas.

El material llega al primer compartimiento con un tamaño máximo de cerca de tres centímetros o menor y, mediante bolas de acero forjado se reduce considerablemente de tamaño para pasar al segundo, donde bolas de acero de menor diámetro lo reducen todavía más y, mediante la molienda en el tercer compartimiento, con las bolas de acero de menor diámetro aún, sale el material convertido en polvo fino.

Del molino de crudos, y ya reducido a polvo, se bombea el material por medio de un dispositivo neumático a los silos donde se almacena en tanto se le conduce a los hornos de calcinación.

Los hornos de calcinación son rotatorios; tienen la forma de grandes cilindros de acero provistos de quemadores especiales para petróleo crudo o para gas, y están forrados interiormente de tabique refractario para resistir las elevadas temperaturas, las cuales alcanzan hasta 1500 grados centígrados, que son necesarios para calcinar el material crudo y obtener el cemento Portland.

Los hornos tienen una inclinación como de un 4% respecto de la horizontal, y la mezcla cruda entra por la parte superior donde la temperatura es más baja, y conforme desciende, encuentra temperaturas más elevadas, hasta alcanzar unos 1500 grados centígrados, cerca del extremo inferior, donde descarga, en un estado de semifusión o pastoso, que motiva la formación de aglomerados esféricos, aproximadamente de uno a cinco centímetros de diámetro, designados con el nombre de "clinker".

El "clinker" que sale del horno al rojo blanco pasa al enfriador de acero rotatorio, o en los tipos más modernos y eficientes por una parrilla móvil inclinada. Por la parte superior entra el "clinker" caliente que, al contacto con el aire atmosférico, se enfría y se descarga a la salida a una temperatura sensiblemente inferior a los 100 grados centígrados. El aire que sale de la parte superior se calienta al contacto con el "clinker" recién salido del horno y se aprovecha como aire auxiliar en el horno de calcinación, recuperándose así gran parte del calor del "clinker".

El "clinker" se conduce entonces, por medio de un transportador de cadena, al patio de almacenamiento. De allí la grúa viajera lo lleva a la tolva o silo de alimentación del molino de cemento.

Nuevamente analizada la composición del "clinker" por el laboratorio, así como también la del yeso, se

transportan ambos materiales de sus respectivas tolvas y mediante bandas de hule, a las pesadoras automáticas para, de acuerdo con los estudios del laboratorio, proporcionarlos convenientemente, cerca de un 6% de yeso y un 94% de "clinker", y de allí se conducen al molino de cemento.

La correcta adición del yeso regula el fraguado del cemento Portland, eleva su resistencia y reduce su contracción por resecamiento, o sea que, la adición del yeso mejora grandemente el comportamiento del cemento, impidiendo la prematura formación de compuestos que dificultan su más completa hidratación y endurecimiento.

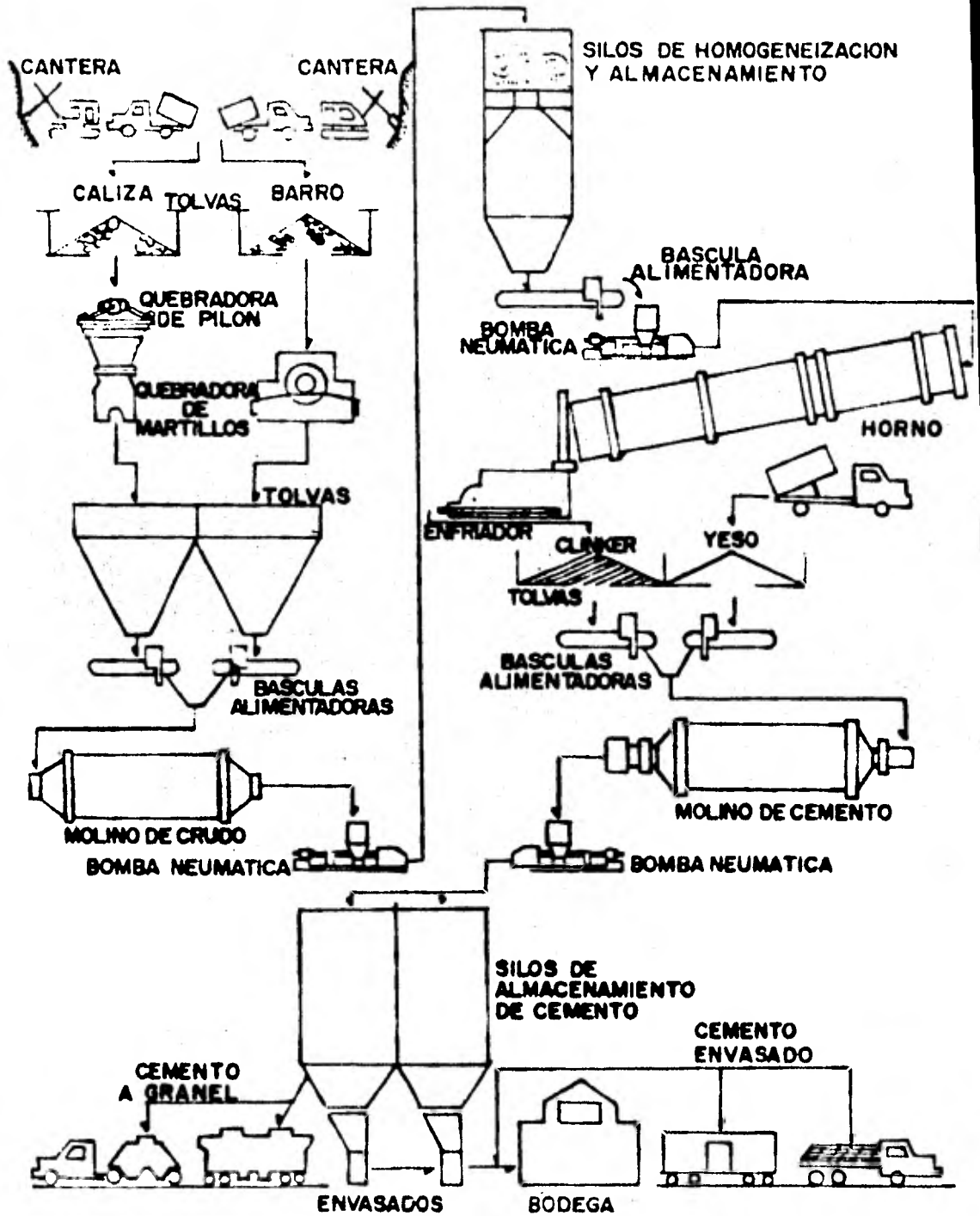
El molino de cemento es también de bolas de acero y similar al antes descrito para el material crudo. Este molino convierte el material a polvo impalpable que es ya cemento Portland, que mediante un dispositivo neumático es depositado en los silos de almacenamiento.

De los silos de cemento se despacha a granel o por medio de un dispositivo neumático; el cemento se bombea a las máquinas envasadoras que automáticamente llenan los sacos de papel hasta un contenido neto de 50 Kg.

Se ha descrito a grandes rasgos la fabricación del cemento Portland por el proceso seco que es el más usual en las fábricas mexicanas, aun cuando algunas de ellas emplean el proceso húmedo.

Para ilustrar el proceso seco se muestra el siguiente diagrama de elaboración del cemento.

DIAGRAMA DEL PROCESO DE ELABORACION DE CEM sistema seco



En las fábricas de proceso húmedo, la arcilla se desmenuza en tanques provistos de rastrillos giratorios, en que el lodo arcilloso se revuelve con el polvo de piedra caliza hasta producir una lechada que posteriormente se somete a la molienda en molinos horizontales tubulares.

En el proceso húmedo se añade agua para efectuar la molienda. El agua facilita el manejo y la revoltura de materiales, aun cuando después origina un mayor gasto de combustión al evaporarse en el horno.

En el proceso seco, por el contrario, los materiales de la molienda deben pasar antes, como ya se explico, por hornos secadores en forma de grandes cilindros de acero, alimentados por gases calientes.

Usualmente la primera sección del horno la constituye un precalentador ya sea de parrilla, suspensión de polvos o de cadenas para recuperar calor y hacer el sistema térmico más eficiente.

Los gases de los hornos y el aire polvoso de otras partes del sistema, se filtran en precipitadores electrostáticos o colectores de bolsas para la recuperación de materiales y evitar la contaminación atmosférica.

Volvamos ahora a nuestra finalidad, es decir, el desarrollo de nuestras ideas con respecto a la instalación eléctrica de "nuestra" planta.

La distribución física de los elementos de "nuestra" planta, motivo del presente estudio, se muestra en el plano #1.

CAPITULO II

D I S E Ñ O E L E C T R I C O

LINEAMIENTOS GENERALES.

Para el diseño de cualquier sistema eléctrico, dependiendo de la importancia, hay que tomar en cuenta factores tales como funcionalidad y calidad en el servicio basadas en la seguridad, continuidad, accesibilidad y flexibilidad de la instalación apoyado en normas establecidas.

Los pasos que se siguieron para el diseño eléctrico son :

- Identificación de cargas.
- Agrupamiento de cargas de fuerza y alumbrado.
- Selección de la tensión de alimentación a los equipos.
- Distribución de circuitos de igual tensión.
- Obtención de la capacidad de los transformadores que alimentan cada circuito.
- Cálculo del calibre de los conductores.
- Diagrama unifilar.
- Cálculo del circuito corto para la selección de interruptores.
- Selección de relevadores.

IDENTIFICACION Y AGRUPAMIENTO DE CARGAS.

Para elegir el lugar donde localizar los centros de control de motores (CCM'S), se dividió la planta en secciones en base a la carga por alimentar y ésta quedó dividida de la siguiente manera :

CCM'S	DESCRIPCION DE CARGA	KW
A	4 Motores banda transportadora cantera, alumbrado banda.	84.8
B	Idem A	84.8
C	Motores trituradoras, alumbrado cantera.	605.0
D	Mantenimiento, accesorios salida horno, alumbrado.	521.0
E	Control y accesorios molinos, control filtro electrostático, envase, silos almacenamiento, alumbrado.	959.6
F	Grúa, silos homogeneización, precalentador, motor horno, accesorios entrada horno, filtro electrostático, alumbrado.	901.5
	TOTAL KILOWATTS	3156.7

En el bus principal, además de tener la carga de los CCM'S, tenemos un centro de alumbrado (CA) con una carga de 11.63 Kw, dos motores de 2800 Kw cada uno y un motor de 240 Kw .

La diferencia de cargas alimentada por los CCM-A y CCM-B con los restantes se justifica por la localización irregular de los equipos, provocada por la distribución irregular de éstos en la planta. (Ver planos No.1 y No.4).

El total de carga instalada será:

3156.7	Kw	CCM'S
2800.0	Kw	Molino crudo (M1)
2800.0	Kw	Molino cemento (M2)
240.0	Kw	Ventilador (M3)
11.63	Kw	Alumbrado (CA-4)

Total 9008.33 Kw.

(Cálculo del alumbrado en Apéndice 1)

SELECCION EQUIPO ELECTRICO Y TIPO DE INSTALACION.

Para la selección del equipo eléctrico usado en la instalación se siguieron las normas establecidas y se seleccionaron de catálogos de diversos fabricantes.

Se seleccionó una subestación eléctrica del tipo interior debido a condiciones extremas de contaminación provocados por condiciones propias del proceso. Para observar el tipo de subestación ver plano 3.

El calibre y tipo de los cables (Tablas 1 y 2) fué determinado considerando una caída de tensión menor al 3% así como la corriente máxima que circula por el cable. Se consideró, asimismo, que en el nivel de distribución (13.2 Kv.) el cable usado es subterráneo, debido a la necesidad de proteger la instalación contra movimiento de maquinaria, al que estaría expuesta por sus características de longitud y trayectoria, y así asegurar continuidad en la distribución. El plano No. 2 muestra la instalación de 13.2 Kv. El cableado del nivel de fuerza (440 V) se hizo con charolas para facilitar la localización de puntos de fallas y el acceso a cables.

En base a los resultados obtenidos en el cálculo del circuito corto se seleccionaron todos los interruptores instalados en línea de 13.2 Kv. Las principales especificaciones se encuentran en la tabla No. 3a.

Para todos los transformadores que reducen la tensión de distribución, de 13.2 Kv., a tensión de fuerza, 440 V., se utilizan conectores de apertura con carga tipo codo, cuya selección se efectuó en base a la corriente nominal manejada por cada uno, y sus características están en la tabla No. 3b.

Como caso aparte se trató el interruptor general en 115 Kv., con capacidad interruptiva de 1000 MVA, tipo FRUR6 cuyo medio de extinción es el SF₆ (Hexafluoruro de Azufre).

Las especificaciones de los interruptores en los niveles de 440 V. (Fuerza) y 220/127 V. (Alumbrado) se pueden ver en las tablas 4 y 6 respectivamente.

Todos los transformadores usados son del tipo pedestal, excepto el principal que está sumergido en aceite y su enfriamiento es por aire forzado (OA/FA),

cuyas especificaciones se darán mas adelante. Las capacidades y relaciones de transformación se especifican en la tabla 6, y sus conexiones se pueden ver en los planos 4 al 10.

Para una visualización completa de la instalación eléctrica, puede referirse al diagrama unifilar general (Plano 4) y auxiliandose de las tablas mencionadas anteriormente obtener los datos que se requieran.

Las tensiones elegidas en nuestra instalación fueron 13.2 Kv., 440 V., 220/127 V. dependiendo del tipo de carga (30;10). Esta solución se debio a dos razones :
-Tensión comercial de los equipos instalados.
-Reducir al mínimo la cantidad de valores de tensión para evitar multiplicidad de circuitos que afectarían la simplicidad y economía de la instalación.

Para ejemplificar el cálculo de la determinación del calibre de los conductores, presentamos el caso especial del conductor de interconexión entre la planta y la cantera. Se utilizó el método de MOMENTOS ELECTRICOS.

Por cargas distribuidas a lo largo de la línea tenemos :

$$(625) \times (112.5) + (1625) \times (112.5) + (2000) \times (750) = 975 L$$

$$L = \frac{1753125}{975}$$

$$L = 1798 \text{ metros.}$$

$$\text{regulación} = 0.2 \%$$

$$\text{tensión} = 13.2 \text{ Kv. en la alimentación.}$$

$$\text{carga } T = 975 \text{ KVA.}$$

conductor propuesto No. 2 AWG mínimo permitido por reglamento .

De tablas proporcionadas por el fabricante tenemos :

$$XL = 0.2 \text{ ohms/Km.}$$

$$R = 0.667 \text{ ohms/Km.}$$

$$Z = R + jXL = (0.667 + j0.2) \text{ ohms/Km.}$$

$$V_g = V_r + IZ$$

$$I = \frac{KVA}{\sqrt{3} \text{ Kv.}} = 42.6 \text{ A.}$$

$$I = 42.6 (\cos \phi - j \text{ Sen } \phi)$$

$$I = 36.2 - j22.2 \text{ Amps.}$$

$$V_r = V_g - IZ$$

$$V_r = 28.6 \text{ V.}$$

$$\text{Reg} = \frac{V_g - V_r}{V_r} \times 100$$

$$\text{Reg} = 0.2 \%$$

El resto de los conductores se calcularon en forma similar.

SELECCION DE RELEVADORES DE PROTECCION

Para nuestro estudio unicamente especificamos por razones de economia y para garantizar proteccion a nuestro sistema se eligieron los siguientes relevadores:

50-51 .- Relevadores de sobrecorriente

51N .- Relevador de corriente del neutro a tierra.

86-87 .- Relevador de proteccion diferencial.

La localización de los relevadores mencionados se observa en el plano 4.

CALCULO DE LA CAPACIDAD DEL TRANSFORMADOR PRINCIPAL.

En base a una gráfica horaria de consumo anual establecida de datos obtenidos de otras plantas de cemento se definieron las características de los transformadores que a continuación se nombran.

Datos para la obtención de la gráfica:

Carga conectada:

Alumbrado:

Alumbrado Incandescente-	16.8 Kw
Alumbrado Fluorescente-	
14.32 X 1.25 =	17.9 Kw
Alumbrado Vapor de Mercurio-	
42.45 X 1.25 =	53.06Kw
Total Alumbrado-	87.76Kw

Fuerza:

Total Fuerza	9 Mw
Total Carga Conectada	9087.76 Kw

Transformando a KVA

$$KVA = \frac{Kw \times Demanda}{factor \ de \ potencia}$$

Considerando un f.p. = 0.85 y una demanda unitaria tenemos que la capacidad del transformador es de :

$$\frac{9087.76 \times 1}{0.85} = 10.7 \text{ MVA}$$

Previniendo una sobrecarga del 20% utilizaremos un transformador con ventilación forzada (FOA/FA) de 10 MVA.

Especificaciones particulares del transformador principal :

- 1.-Transformador de estación.
- 2.-Capacidad nominal 10 MVA

- 3.-Voltajes nominales 115 - 13.2 Kv.
- 4.-Cantidad de fases 3
- 5.-Clase de enfriamiento OA/FA
- 6.-Frecuencia 60 Hz.
- 7.-Impedancia De acuerdo a normas ANSI
- 8.-Tipo de nucleo Columnas
- 9.-Sobre elevación de temperatura 55 °C

10.-Altura de operación 1000 msnm

DEVANADO DE ALTA TENSION

- 11.-Capacidad nominal 10 MVA
- 12.-Voltaje nominal 115 Kv.
- 13.-Clase de aislamiento 115 Kv.
- 14.-Nivel Básico de Impulso, con onda de 1.2 - 50 micro seg. 550 Kv.
- 15.-Conexión Delta
- 16.-Neutro
- 17.-Derivaciones arriba voltaje nominal 2 de 2.5 % c/u
- 18.-Derivaciones abajo voltaje nominal 2 de 2.5 % c/u

DEVANADO DE BAJA TENSION

- 19.-Capacidad nominal 10 MVA
- 20.-Voltaje nominal 13.2 Kv.
- 21.-Clase de aislamiento 15 Kv.
- 22.-Nivel Básico de Impulso, con una onda de 1.2 - 50 micro seg. 110 Kv.
- 23.-Conexión Estrella
- 24.-Neutro Fuera del tanque por boquilla.

T A B L A 1

CLASE 15 KV

CABLE NUMERO	CALIBRE AWG, MCM	CAPACIDAD (A)	TIPO DE CABLE	TIPO DE INSTALACION
C1 C2	1/0	190	SINTENAX TRIPOLAR	DIRECTAMENTE ENTERRADO
C3	8	80		
C4 C5 C6 C7 C8 C9 C10	2	145	VULCANEL E P	

T A B L A 2

CLASE 600 V

CABLE NUMERO	CALIBRE AWG, MCM	CAPACIDAD (A)	TIPO DE CABLE	TIPO DE INSTALACION		
C17 C20 C23 C26	14	22	VINANEL 900 TRIFASICO	DUCTO SUBTERRANEO		
C14 C30 C31 C42 C47				CHAROLA		
C43				12	27	
C32				10	42	
C39	6	77				
C16 C18 C19 C21 C22 C24 C25 C27	6	90	VULCANEL XLP - DRS	DIRECTAMENTE ENTERRADO		
C38	4	120				
C40	2	158	VULCANEL XLP, TIPO XHHW	CHAROLA		
C41 C50 C51	1/0	200	VULCANEL XLP - DRS	DIRECTAMENTE ENTERRADO		
C45	2/0	247	VULCANEL XLP, TIPO XHHW	CHAROLA		
C46	3/0	287				
C33 C44	250	320	VULCANEL XLP - DRS	DIRECTAMENTE ENTERRADO		
C36 C48	350	385				
C34 C35 C37	400	509			VULCANEL XLP, TIPO XHHW	CHAROLA
C29	2 de 4/0	290 c/u	VULCANEL XLP - DRS	DIRECTAMENTE ENTERRADO		
C28	2 de 350	320 c/u				
C11	2 de 300	419 c/u	VULCANEL XLP, TIPO XHHW	CHAROLA		
C49	3 de 400	415 c/u	VULCANEL XLP - DRS	DIRECTAMENTE ENTERRADO		
C13	3 de 500	467 c/u	VULCANEL XLP, TIPO XHHW	CHAROLA		
C12	4 de 500	467 c/u				

T A B L A 3

INTERRUPTORES EN 13.2 KV

INTERRUPTOR NUMERO	CAPACIDAD INTERRUPTIVA (MVA)	TIPO DE INTERRUPTOR
I1 I2 I3 I4 I5 I9 I10 I11 I12	2000	SF ₆

3.a

INTERRUPTOR NUMERO	CORRIENTE NOMINAL (A)	TIPO DE INTERRUPTOR (RTE)
I6 I7 I8 I53 I54 I55 I56	180 15.5 27 49 53 1.2	CONECTOR APERTURA CON CARGA TIPO CODO 15 KV - 200 A

3.b

T A B L A 4

INTERRUPTORES EN 440 V

INTERRUPTOR NUMERO	CORRIENTE NOMINAL (A)	TIPO DE INTERRUPTOR
114 116 117 119 121 123 124 126	40.6	NEMA 12
115 118 122 125	0.6	NEMA 1
130	3	
144	11	
149	8	
132	20	NEMA 12
151	17	
139	95	NEMA 12
140	69	
113 120	163.6	NEMA 12
143	167	
147	243	NEMA 1
148	270	NEMA 1
133	309	NEMA 12
146	317	
137 150	379	NEMA 12
134	476	
136 138	473	NEMA 1
129	547	NEMA 12
128	618	NEMA 12
131	805	NEMA 1
127	1168.3	
142	1395	
135	1489	42 000 AMPS de Cap. Interruptiva

T A B L A 5

INTERRUPTORES EN 220 V

INTERRUPTOR NUMERO	CORRIENTE NOMINAL (A)	TIPO DE INTERRUPTOR
145	22	NEMA 12
152	40	NEMA 12
141	126	NEMA 12

T A B L A 6

TRANSFORMADORES 3 Ø

TRANSFORMADOR NUMERO	VOLTAJES (KV)	CAPACIDAD	TIPO DE TRANSFORMADOR
T1	115 - 13.2/7.6	10 MVA	OA / FA
T2 T3	13.2 - 0.44/0.254	112.5 KVA	P E D E S T A L
T4 T5		750 KVA	
T6	0.44 - 0.22/0.127	15 KVA	
T7	13.2 - 0.44/0.254	1200 KVA	
T8	0.44 - 0.22/0.127	25 KVA	
T9	13.2 - 0.44/0.254	1000 KVA	
T10	0.44 - 0.22/0.127	10 KVA	
T11	13.2 - 0.44/0.254	15 KVA	

CALCULO DEL CIRCUITO CORTO

Para el cálculo del circuito corto es necesario tener en primer lugar el diagrama unifilar de la instalación que nos muestre todos los elementos que contribuyen en el circuito corto, en segundo lugar obtener el diagrama de impedancias.

Como los sistemas eléctricos están acoplados por medio de transformadores y, por lo tanto, operan a diferentes voltajes nominales hay que obtener un sistema equivalente en el cual las diferentes impedancias y voltajes del sistema queden referidos a una misma base para poder facilitar el cálculo del circuito corto, también se pueden expresar en porcentajes o en unidades referidas a una base común en KVA.

Utilizando el método de componentes simétricas calcularemos dos fallas en el sistema y poder determinar el tipo de interruptores para la tensión de 13.2 KV.

Para obtener la corriente de falla del sistema, primero planteamos el circuito con el cual vamos a trabajar. Ver Fig.1.

De este circuito obtenemos las impedancias de las cargas utilizando las siguientes expresiones:

$$Z = \frac{KV^2}{MVA}$$

$$MVA = \frac{(Kw) \times 1000}{(fp)}$$

Utilizando las fórmulas anteriores obtenemos el diagrama de impedancias. Ver Fig. 2.

Dividimos el diagrama anterior en 3 áreas tomando como base el voltaje de cada área los cuales son: 13.2 KV., 440 V y 220 V., tomaremos como MVA base para las tres áreas el valor de 10 MVA y obtenemos la siguiente tabla de valores.

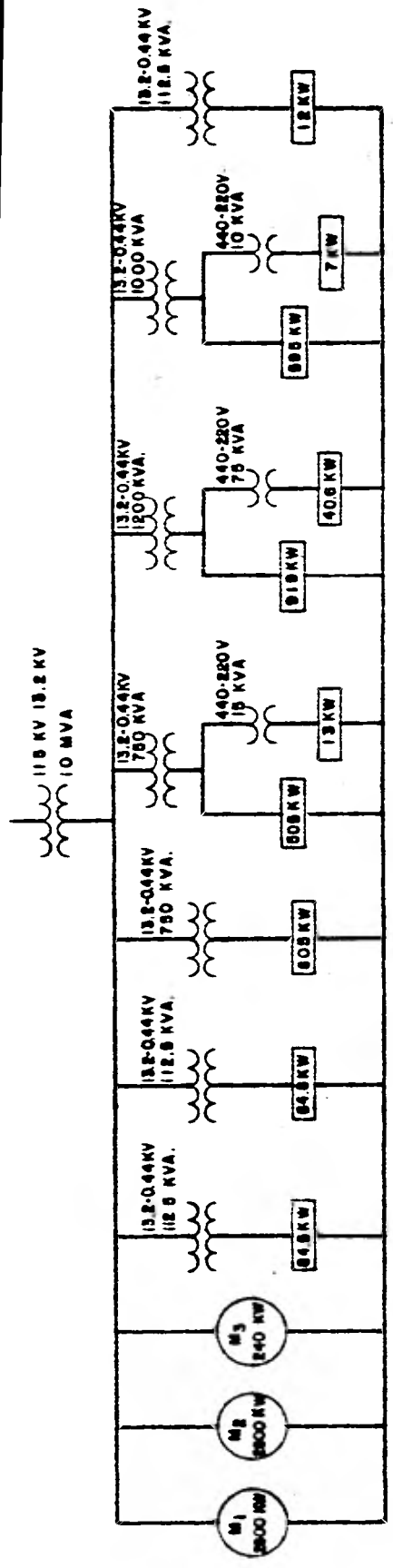


FIG. 1

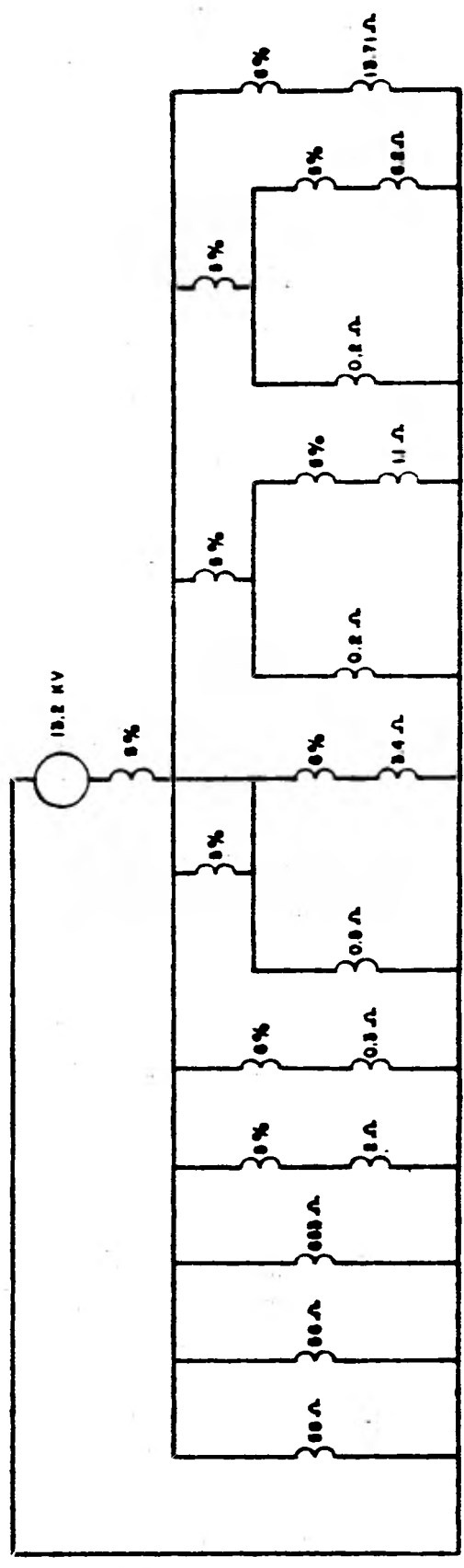


FIG. 2

Bases	Unidades	Area		
		I	II	III
Sb	MVA	10	10	10
Vb	Kv	7.6	0.25	0.13
Ib	Amp	1316	39370	78740
Zb	ohms	5.8	0.006	0.002

Ya con los valores base de cada área obtenemos los valores en p.u. y el diagrama de impedancias en p.u., ver Fig.3, donde indicamos los lugares donde se tendrán las fallas , F1 y F2.

Para F1 y F2 la red de secuencia positiva es igual al circuito mostrado en la fig.3. Reduciendo la red obtenemos la impedancia de secuencia positiva y negativa la cual mostramos en la Fig.4.

La red de secuencia cero para F1 y F2 es la misma y se muestra en la Fig.5.

Esta red la obtenemos basandonos en las conexiones de los transformadores. Reduciendo la red para F1 tenemos la impedancia de secuencia cero. Ver Fig.6.

Para calcular la corriente de circuito corto simétrica utilizamos las siguientes expresiones :

$$I_{a1} = \frac{E_{a1}}{Z_{11} + Z_{22} + Z_{00}}$$

$$I_a = 3 \times I_{a1}$$

donde:

$$E_{a1} \text{ pu} = \frac{V_{\text{falla}}}{V_{\text{base}}}$$

$$E_{a1} = 1.74 \text{ p.u.}$$

$$I_{a1} = 13.4 \text{ p.u.}$$

$$I_a = 40.2 \text{ p.u.}$$

Para obtener el valor de la corriente de falla simétrica en amperes multiplicamos a I_a por el valor

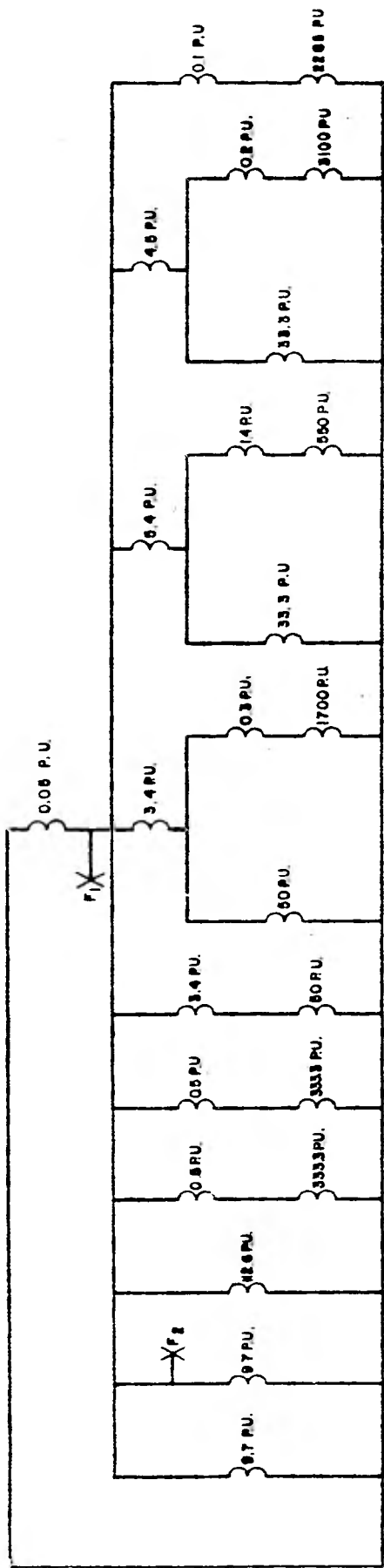


FIG. 3

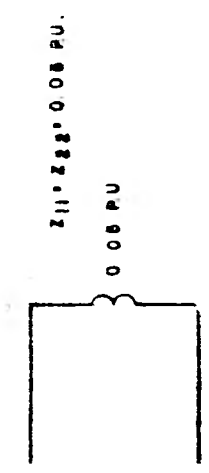


FIG. 4

base (I_b) y tenemos el siguiente valor :

$$I_{cc} = 52903.2 \text{ A}$$

La capacidad interruptiva simétrica del interruptor utilizamos la siguiente expresión :

$$KV_{Acc} = 3 \times I_{cc} \times KV_{falla}$$

y así tenemos el siguiente valor de MVA simétricos :

$$1210 \text{ MV}_{Acc}$$

Pero, el valor importante es el asimétrico y para obtenerlo multiplicamos el valor anterior por 1.6 obteniendo los MV_{Acc} asimétricos que es la capacidad interruptiva mínima que deben tener los interruptores.

$$\text{Capacidad Interruptiva} = 1936 \text{ MVA}$$

Para F2 la reducción de la red de secuencia positiva y negativa se muestra en la Fig.7.

Donde obtenemos la impedancia de secuencia positiva y negativa.

La reducción de la red de secuencia cero para F2 se muestra en la Fig.8, y obtenemos la impedancia de secuencia cero para F2 .

Observamos que los valores de las impedancias de secuencia positiva, negativa y cero para F1 y F2 son iguales, por lo tanto el valor de I_{cc} y MV_{Acc} son los mismos. Con los datos obtenidos seleccionamos los interruptores que se muestran en la tabla 3 .

CAPITULO III

CONTROL DEL PROCESO DE UNA PLANTA DE CEMENTO POR MEDIO DE INTELIGENCIA DISTRIBUIDA

El desarrollo de los sistemas de control es similar al crecimiento de una compañía de ser una pequeña firma a ser una gran empresa multinacional.

La administración de la compañía resultante es tanto distribuida como jerárquica. Cada compañía se comunica con la oficina principal como con los demás miembros de la organización. La meta es estructurar una organización para que las compañías aparentemente independientes puedan realizar sus tareas con un mínimo de dependencia en intercomunicarse. La falla de una compañía no afecta el funcionamiento de las otras.

Estas estructuras organizacionales en la industria funcionan mejor que las operaciones centralizadas de control, y son la base de las sociedades industrializadas.

De igual forma los sistemas de control han obtenido características de organización distribuida y centralizada, así pues, es apropiado que presentemos las definiciones de los términos a emplearse en este trabajo.

El uso de la palabra "distribuido" implicará dos cosas:

Que los sistemas de control están dedicados a diferentes áreas del proceso.

Que éstos sistemas de control no consisten solamente de multiplexores que conectan a una unidad central, sino que realizan por sí mismos funciones autónomas de control.

El término "jerárquico" significa que hay módulos identificables tanto de mecánica (hardware) como de programática (software) realizando funciones de control, dentro de un nivel apropiado dentro de la jerarquía, mientras que sus objetivos son recibidos desde un módulo de nivel más alto.

El término de "Control continuo" implica el uso de señales que tienen esencialmente una representación analógica de una cantidad física:

Temperatura, presión, flujo, etc..

El término "Control discontinuo" se define como una serie de datos muestreados a través del tiempo y eventos discretos en una secuencia predeterminada, que es repetida, a intervalos prescritos o bajo demanda. Esto difiere del proceso continuo en que éste opera continuamente para mantener las variables de un proceso a un nivel determinado.

Hay dos tipos principales en los sistemas de control

DISPOSITIVOS NO INTELIGENTES

Ejemplos

Terminales de video >Requieren inteligencia externa de un operador.
Multiplexores entrada/salida
Dispositivos de registro

DISPOSITIVOS INTELIGENTES

Ejemplos

Computadoras analógicas
Computadoras digitales
Controladores programables

Con el arribo de los microprocesadores, el control de procesos ha cambiado de concepto, de un control centralizado a un control distribuido por lo que resulta útil mencionar algunos de los nuevos desarrollos y mejorar el entendimiento de lo que es el control distribuido.

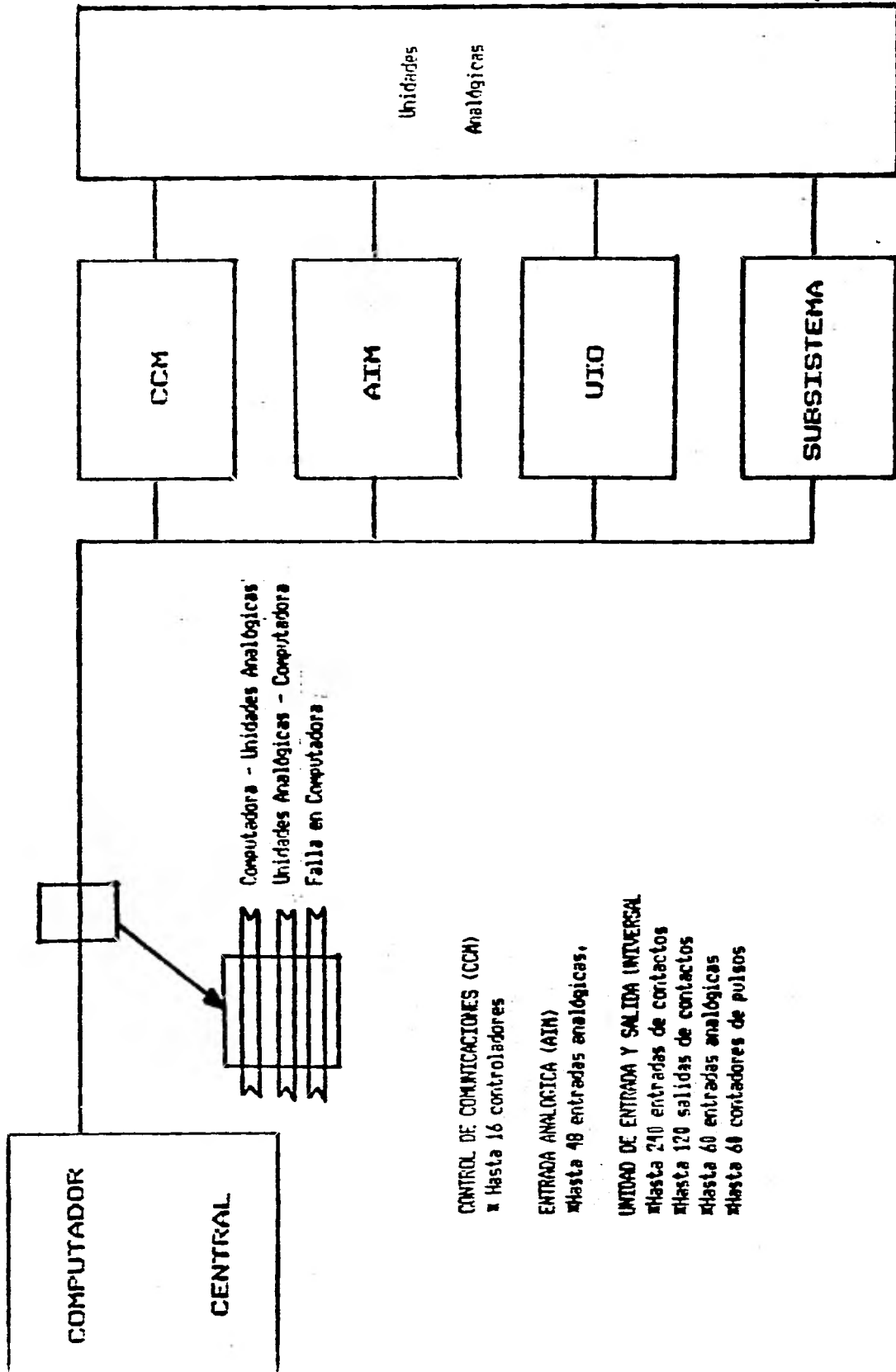
HISTORIA DEL DESARROLLO DEL CONTROL DISTRIBUIDO.

Al final de los años cincuentas se buscaba el control total de una planta a base de una computadora central que recibiera un gran número de entradas de una multitud de elementos primarios, los cuáles eran procesados en diferentes formas y las salidas eran transmitidas a dispositivos de control para mantener en un estado óptimo todas las variables del proceso.

Esta idea fué demasiado ambiciosa para una sola computadora ya que presentaba desventajas tales como:

Las señales del proceso se alambraban a equipos de interfase en el cuarto de control.

Un controlador podría tener varios cables de interconexión como se muestra en la figura.



De aquí resultaba la instalación de cientos de conexiones eléctricas para la interconexión entre la computadora y las zonas de control. El cableado tan extenso y complejo permite un gran número de errores y la reconfiguración o cambios en el control resulta muy difícil.

Las computadoras de control de procesos tenían limitaciones en su programación y un sistema poco confiable en su mecánica.

En 1972 se creó un sistema analógico de control y un subsistema centralizado y con esto se crearon las bases para la formación del sistema distribuido de control.

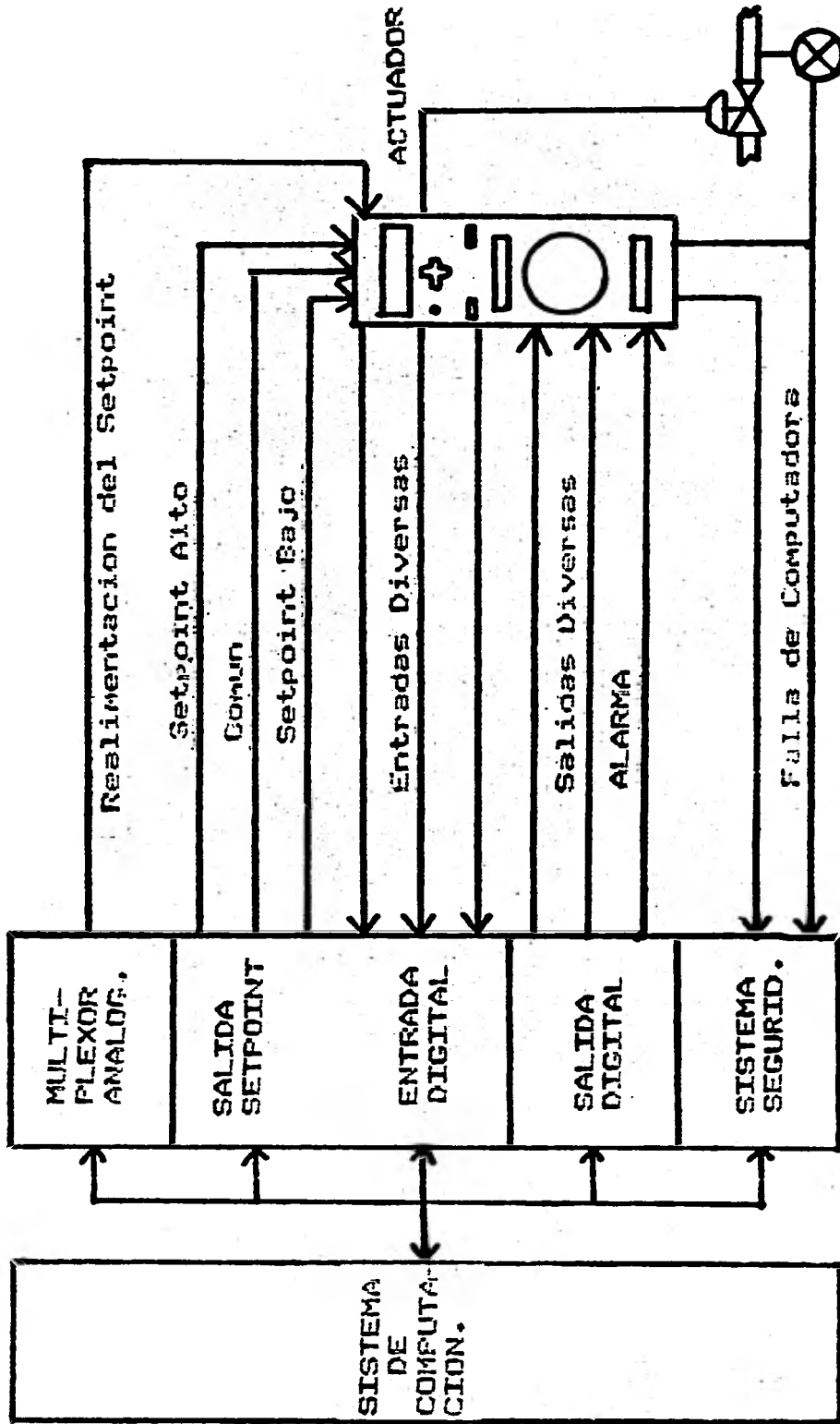
Los sistemas analógicos de control tienen una arquitectura de módulos separados. La ventaja de la separación física entre la porción de señalización (display) y las funciones eléctricas del control (módulos) no eran evidentes en esa época. Sin embargo con el desarrollo de la interfase inteligente, de la pantalla de video como intercomunicador entre el proceso y el operador, la arquitectura de módulos era esencial y permitió fundamentar el sistema distribuido de control de procesos.

El comunicador de datos provee la herramienta necesaria para hacer compatibles las señales analógicas con las computadoras digitales. Como las señales pueden transmitir datos e información con gran precisión, alta velocidad y mínima interferencia, la intercomunicación entre la computadora de proceso y el control analógico se realiza digitalmente.

El subsistema de comunicación de datos ha eliminado el problema del gran número de cables que se requerían en la interconexión entre el control analógico y la computadora, y ha disminuido a una sola conexión de datos en serie este eslabón.

El medio de comunicación, un sencillo cable con tres pares de conductores, hace posible conectar multiplexores que se distribuyen geográficamente o lógicamente en la planta a distancias hasta de 1500 metros.

Como la interfase es simplemente una línea de comunicación es relativamente sencillo blindar la línea de transmisión. Además como resultado de emplear niveles digitalizados, los problemas de inducción por tierras se han eliminado.



El paso siguiente en el desarrollo del sistema computador analógico y subsistema de comunicación de datos fué la interfase hombre-máquina. La meta que se buscaba era evitar que el operador tuviera que moverse físicamente de un lado a otro del panel de control; que muchas veces mide unos 10 metros de longitud, para tomar lecturas, chequear alarma y hacer ajustes de control por lo que a veces debido a la cantidad y dimensiones de los instrumentos se requería más de un operador. Funcionalmente se buscaba un sustituto del panel de instrumentos además de permitir al operador mirar al proceso desde cualquier ángulo que desee.

El uso intensivo de circuitos integrados a gran escala (LSI) y particularmente de los microprocesadores, ha contribuido significativamente a la disponibilidad de la pantalla de video que es un elemento esencial a cualquier sistema de control distribuido.

Como resultado de estos esfuerzos se creó una consola de operación basada en un microprocesador y se añadió al sistema de control analógico.

La interfase de comunicación es básicamente una pantalla de video que muestra las situaciones del proceso, haciendo el papel del viejo panel de instrumentos.

Con la ayuda de la pantalla de video y utilizando un teclado, el operador obtiene toda la información deseada y al mismo tiempo tiene la capacidad de reconocer y actuar sobre los estados críticos del proceso.

Un adelanto se llevó a cabo en 1976 al lograr a base de sistemas de microprocesadores la comunicación digital entre los procesos y una computadora, la cuál podía acceder datos y proveer de resultados al proceso a través de un subsistema de comunicación. Esto nos lleva al estado presente en el campo de procesos.

En 1979 se crea una serie de sistemas a base de microprocesadores tales como: multiplexores de campo universales que toman nota de sensores de temperatura e interruptores de estado sólido, y presentan datos digitalizados a una computadora o bien a una terminal de video. Estos multiplexores presentan continuamente un gran número de entradas, convirtiéndolas, linealizándolas y almacenando sus valores.

Otro desarrollo de estos sistemas es un subsistema de comunicación de datos de alta velocidad basado en un microprocesador que provee el enlace entre unidades de

proceso separados geográficamente y las comunica por toda la red de control. Se obtiene así una alta velocidad de transmisión de datos y grandes distancias de enlace con la utilización de cable coaxial. De esta manera se pueden conectar hasta 100 unidades inteligentes o no a esta red. Es así mismo posible ampliar la seguridad del proceso utilizando vías alternas de comunicación con cables redundantes. La velocidad de transmisión de datos en forma seriada en estas condiciones puede llegar a ser hasta de 1 megabit por segundo.

Finalmente mencionaremos otro desarrollo que integraremos al sistema, un módulo de control basado en microprocesador.

Cada módulo controla variables del proceso a través de algoritmos contenidos en el procesador. Existen 16 bloques de programación (software) por cada módulo de control, cada uno capaz de asumir características de cualquiera de los muchos algoritmos disponibles en las categorías de: control, entrada y conversión, computación, lógica y compensación dinámica.

Estos módulos de control permiten desarrollar e implementar una estrategia de control basada en las necesidades del proceso y no en las necesidades del sistema de control en sí.

Desde el punto de vista ingenieril esta serie de sistemas basados en el uso de microprocesadores da como resultado una gran capacidad en el uso del control distribuido y crea también sistemas con estructuras jerárquicas.

El uso de un controlador de respaldo así como el de una fuente de poder de respaldo son opciones recomendadas para una mayor seguridad en el funcionamiento del sistema.

Ahora explicaremos el uso del control distribuido aplicándolo a nuestra planta de cemento.

H O R N O

Los hornos de cemento son difíciles de controlar debido a su comportamiento no lineal y a la baja calidad de las mediciones obtenibles en el ambiente severo del proceso de fabricación del cemento. Consecuentemente el control está restringido a unas cuantas mallas cerradas que actúan en variables secundarias, con el control de las variables primarias y la solución de las condiciones de trabajo dejadas en manos del operador del horno. Sin embargo es posible que el concepto de regulación automática de un horno para fabricación de cemento sea implementado por medio de un sistema lógico como una buena alternativa para su control.

El horno consiste principalmente de un gran cilindro de unos 100 metros de largo por 5 metros de diámetro, montado horizontalmente con una pequeña inclinación de unos cuatro grados sobre la horizontal, y recubierto en su interior de ladrillo refractario. El cilindro gira de 1.2 a 1.5 R.P.M. y es alimentado en la parte alta o trasera. Debido a la inclinación y a su rotación, el material es transportado por el interior del horno en aproximadamente tres horas hasta su parte final o salida.

En el primer paso del proceso de horneado, el material es secado. En el segundo paso es calcinado y finalmente es quemado a temperaturas entre 1250 y 1450 grados centígrados, obteniéndose finalmente un material llamado Clinker.

La energía para el horno es obtenida de la combustión de gas natural, petróleo o carbón, mezclado con aire al cual se le conoce como aire primario.

Los gases calientes de la combustión son absorbidos a través del horno por un ventilador de inducción en la parte trasera del horno.

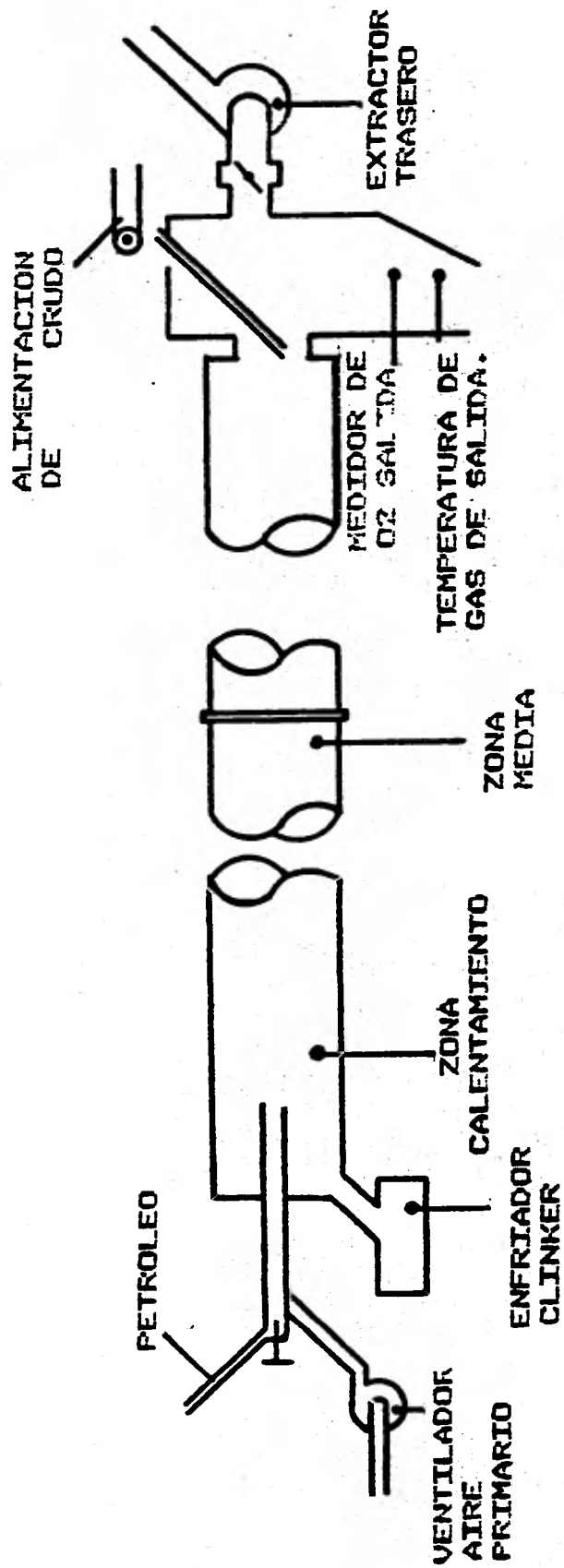


DIAGRAMA REPRESENTATIVO DEL HORNO DE CEMENTO.

El diagrama simplificado de la figura anterior muestra las variables principales de estado del horno y las cuatro variables principales de control.

VARIABLES DE ESTADO:

- 1.- Temperatura de los gases de salida (ST).
- 2.- Temperatura intermedia del horno (MT).
- 3.- Temperatura de la zona de calentamiento (PT).
- 4.- Porcentaje de oxígeno en los gases de salida (O2).

VARIABLES DE CONTROL:

- 1.- Velocidad del horno (V).
- 2.- Cantidad de combustible (C).
- 3.- Cantidad de material a la entrada (M).

La relación entre variables de entrada y las variables controladas es compleja, con retrasos de tiempo e interacciones.

Una forma de obtener un algoritmo de control que nos permita el gobierno del horno, es modelando el comportamiento de un operador de horno y simulándolo.

La respuesta dinámica del horno es calculada usando datos obtenidos de una bitácora que lleva el control de los cambios hechos por un operador experimentado.

OBJETIVOS DEL CONTROL

Las principales metas de este proceso son:

- Buena calidad.
- Alto rendimiento.
- Bajo costo.
- Seguridad en la operación.

La política de control adoptada por los operadores para obtener estas metas, es trabajar el horno al nivel más alto de producción en el que el horno pueda ser mantenido en un estado estable.

Si el funcionamiento del horno no puede mantenerse en un estado estable, la calidad de clinker variará y las acciones de control correctivo podrán demandar una reducción temporal de la producción. La función más importante del control es detectar cuando el horno está llegando a un estado inestable y tomar las acciones correctivas indicadas. La efectividad del control estará en realizar estas funciones de manera correcta.

En la actualidad la lógica que gobernará el control automático del funcionamiento del horno es desarrollado de acuerdo a observaciones del comportamiento de operadores experimentados en momentos que resuelven situaciones anormales del estado estable del horno. Estas observaciones son complementadas con explicaciones del operador de que estaba haciendo y por que lo estaba haciendo.

Así pues el método que se sigue para anotar una observación completa del evento nos lo dará el siguiente apunte:

ANOTACION DE UNA ACCION DE CONTROL:

21/09/82
11:05 HRS.
Observaciones

Lecturas:
Adicionales.

MT = 860 C
ST = 400 C
O2 = 2.3 %

PT = NORMAL.

Acción tomada por el operador:

Reduce la entrada de combustible, operando la manivela 1/4 de vuelta derecha.

Razón dada por el operador:

El O2 está un poco bajo.

Se efectúan lecturas de nueve principales variables tanto de estado como de control cada 15 minutos, formando así una bitácora que permite elaborar gráficas del comportamiento del operador.

Estas bitácoras se efectúan durante turnos completos de ocho horas y con diferentes operadores del horno.

CORRELACION ENTRADA/SALIDA.

Con la información anteriormente desrita, se analizó el comportamiento de los operadores estableciendo una relación entre variables de estado y de control, correlacionando entradas con salidas. El fin de este análisis es obtener un modelo de las funciones de control efectuadas por el operador.

Este modelo evidenciaba que las acciones del operador no eran las de un control de tipo diferencial, integral o proporcional, sino que sugerían un tipo de control de respuesta SI-NO que actúa a un umbral establecido.

Los resultados del estudio de las observaciones tienden a sugerir que los operadores no usan toda la información disponible para tomar una acción de control. Esto es corroborado por las explicaciones que los operadores dan al efectuar una operación de control. En casi todas las explicaciones los operadores sólo dan el valor de una variable como razón para tomar una acción de control, la media es aproximadamente 1.3 datos de información por cada acción de control.

Podemos ahora reforzar la idea de que las funciones de los operadores se comportan como un control de umbral debido a que no reaccionan al valor de una variable, sino hasta que ha llegado a una umbral determinado, y es entonces cuando los operadores actúan como un controlador intermitente, efectuando acciones de control a intervalos poco frecuentes.

Se han intentado diseñar modelos para la correlación entradas/salidas, de las cuales mencionaremos brevemente el desarrollo y mejoras de estos.

MODELO DE CONTROL DEL TIPO UMBRAL:

Este modelo que simula las acciones de los operadores de horno, provee una descripción de algunas de sus operaciones.

Sin embargo un control basado en este modelo, desde nuestro punto de vista, tiene las siguientes desventajas:

- Este modelo no puede tomar acciones de control acertadas para más de una variable de control.
- No existe evidencia o método de como la información se combina, cuando más de una variable de estado ha rebasado sus umbrales establecidos.
- Los niveles altos y bajos de los valores de los umbrales son difíciles de establecer y cambian a través del tiempo.
- Un operador de horno efectúa estrategias de control mucho más complejas que las que pueden tomarse como resultados de un modelo de control de tipo umbral.

Por ejemplo:

COMPORTAMIENTO OBSERVADO

COMPORTAMIENTO DEL MODELO.

Lecturas:

TM = ascendente
ST = sostenido
O2 = bajó
PT = poco arriba
de lo normal.

TM = 823
(fuera del umbral superior)

ACCION DEL OPERADOR

ACCION RESULTANTE DEL MODELO

V = 5 %
C = reduce entrada de combustible
1/2 giro abajo.

C = aumenta combustible
1/2 giro de manivela arriba

Justificación de la acción hecha por el operador

Justificación de la acción del método.

"Se desea mantener la misma temperatura en la zona del quemador (PT)".

RT = abajo del umbral

Como se observa, mientras que el modelo de umbral recomendaba más combustible (C), para que la zona intermedia subiera de temperatura para superar el umbral mínimo establecido; un operador observaba que la zona

del quemador (PT) estaba un poco arriba de la temperatura que el consideraba "usual"; así pues sus acciones se concentraron en corregir esta anomalía reduciendo la velocidad de giro del horno y la cantidad de combustible, resolviendo que esta acción tenía prioridad que mantener la temperatura en la zona intermedia del horno.

Existe un método conocido como el de "REGLAS FIJAS", desarrollado por Peray y Waddell (1), donde se identifican los diferentes estados del horno y se prescriben diferentes acciones correctivas. Por ejemplo, si el oxígeno y la temperatura a la entrada del material son altos y la temperatura en la zona de quemadores es correcta, la acción recomendada es reducir la cantidad de aire primario y la cantidad de combustible. El método usado para identificar los estado del horno es muy similar al método de umbral utilizado por los operadores; esto es, que a cierto rango de valores "seguros" o "normales" de operación, se les asocian valores de variables de estado, de tal forma que cuando el valor de una variable sale de estos límites, una acción correctiva es iniciada. Se considera que hay tres variables de estado de prioridad.

- Temperatura en la zona del quemador.
- Temperatura a la entrada de material.
- Cantidad de oxígeno en los gases de salida.

Cada una de estas variables puede estar arriba, abajo o dentro de un rango permitido, lo cual genera un total de 27 posibles estados del horno. Cada estado tiene fijado una acción de control correctiva asociada con el, que usa una combinación de velocidad de giro del horno, cantidad de aire de succión y cantidad de combustible para lograr la corrección deseada. De esta manera, este método tiene una mayor aproximación a los procedimientos utilizados en la realidad por los operadores de los hornos para su control.

Aunque el método de reglas fijas provee un mejor control que el utilizado por los operadores, es importante enfatizar que aún así no se logra un control óptimo del horno.

Ninguno de los métodos automáticos hacen uso completo de las variables de control, así pues, el control exacto del horno no puede ser logrado ya que un sistema que tiene un número mayor de variables de estado que variables de control es intrínsecamente inestable.

Se puede llegar a una implementación aproximada en el completo control automático del buen funcionamiento del horno, efectuando por medio de los controladores las reglas fijas de respuesta del método de Peray y Waddell, logrando mejores resultados que los obtenidos por las acciones tomadas por los operadores.

Esta implementación puede efectuarse en una computadora digital. La acción de control que resulta de evaluar las reglas es determinística, de tal manera que para un mismo estado del proceso (valores específicos de PT, ST y O2), se efectuará una misma acción de control, siempre y cuando las reglas o valores específicos no sean alterados.

Podemos mencionar en este momento dos políticas de toma de decisiones; la primera, reevaluar las reglas a cada intervalo de muestreo, y la otra es tener los valores precalculados de las acciones, accesables inmediatamente según cada estado del horno.

La primera tiene la desventaja de no ser eficiente computacionalmente, logándose un gran ahorro de tiempo de máquina con la segunda política.

CONTROL DE VELOCIDAD DEL MOTOR DEL HORNO.

GENERALIDADES:

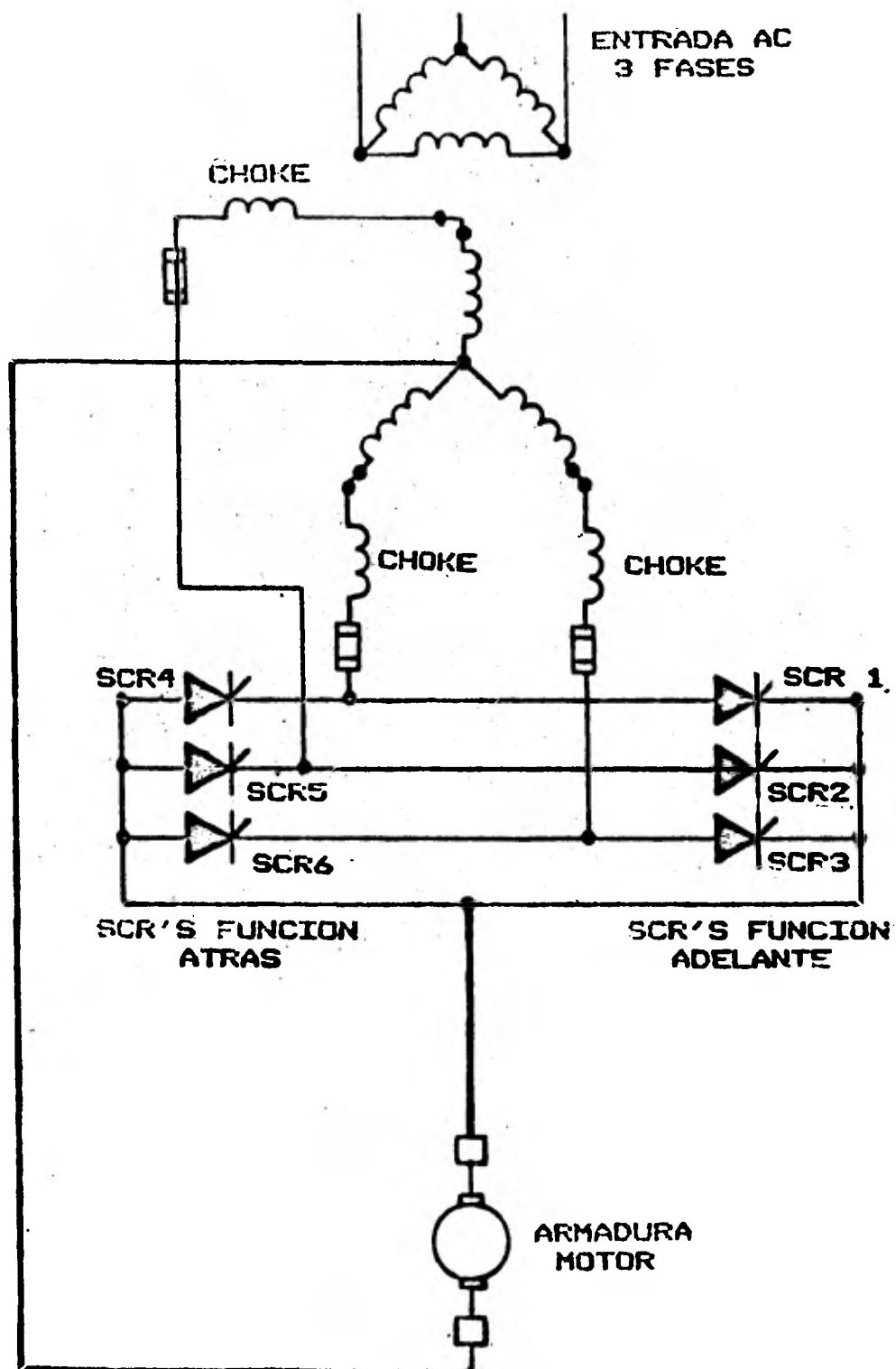
Se utilizará un sistema "regenerativo" de rectificadores controlados de silicio que convertirá la energía de 440 volts, C.A. a un voltaje variable de C.D. de polaridad variable de tal manera que la velocidad y el par de un motor de C.D. pueda ser variado desde una velocidad máxima en una dirección, hasta una velocidad máxima en la otra dirección, de manera estática sin el uso de contactores. Así mismo, durante la desaceleración este sistema actuará como un inversor conmutado que convertirá el voltaje de C.D., generado en ese momento por la acción de frenado del motor, a un voltaje de C.A. a la entrada de las terminales en un nivel más alto que el voltaje de alimentación, de tal manera que se permita a la corriente fluir a través de la armadura del motor hacia la línea de alimentación de C.A.. Esto es conocido como "regeneración". Cuando un motor de C.D. con un campo de excitación fijo tiene corriente de armadura, producirá un par que es proporcional a la corriente de armadura y en dirección dependiente del sentido de la corriente de armadura.

Este sistema se conoce como un "accionamiento de cuatro cuadrantes", por su habilidad para producir pares motores en cualquier dirección de rotación.

La energía fluirá desde la línea de alimentación durante el accionamiento normal, y retornará desde el motor a la línea durante la regeneración.

La condición de regeneración existe cuando el motor es movido por la inercia de la carga o cuando se necesita desacelerar. Cuando esto ocurre, el motor se convierte en un generador que regresa energía a la línea de alimentación y al mismo tiempo provee de un par o fuerza de frenado.

DIAGRAMA DE BLOQUES DE LA SECCION DE POTENCIA:



Las partes básicas de nuestro sistema regenerativo son los rectificadores de silicio controlados (SCR). Como todos los rectificadores de estado sólido, el SCR permite a la corriente fluir en una dirección, pero bloquea la corriente que fluye en dirección opuesta (reversa); de tal forma que de una corriente alterna aplicada en sus terminales, sólo la porción positiva del ciclo de la corriente lo atravesará, produciendo una corriente directa pulsante. Sin embargo, el SCR tiene además la habilidad de bloquear el flujo de corriente inclusive en la dirección positiva o adelante hasta que es encendido o disparado, aplicando una señal de control a su compuerta. Una vez que ha sido encendido para que fluya corriente hacia adelante, la corriente sigue pasando hasta que el voltaje entre su ánodo y su cátodo baje a cero y la corriente que lo atraviesa baje a un nivel inferior al de su corriente de "enganche", impidiendo en este momento el flujo de corriente, tal y como sucede en cada ciclo de C.A.. Entonces diseñando la forma de temporizar adecuadamente los pulsos de disparo, cualquier porción deseada de la mitad positiva del ciclo de C.A. puede cruzar al SCR para dar un control preciso de voltaje de salida de C.D..

El sistema propuesto incluye un transformador de aislamiento con derivación en el neutro.

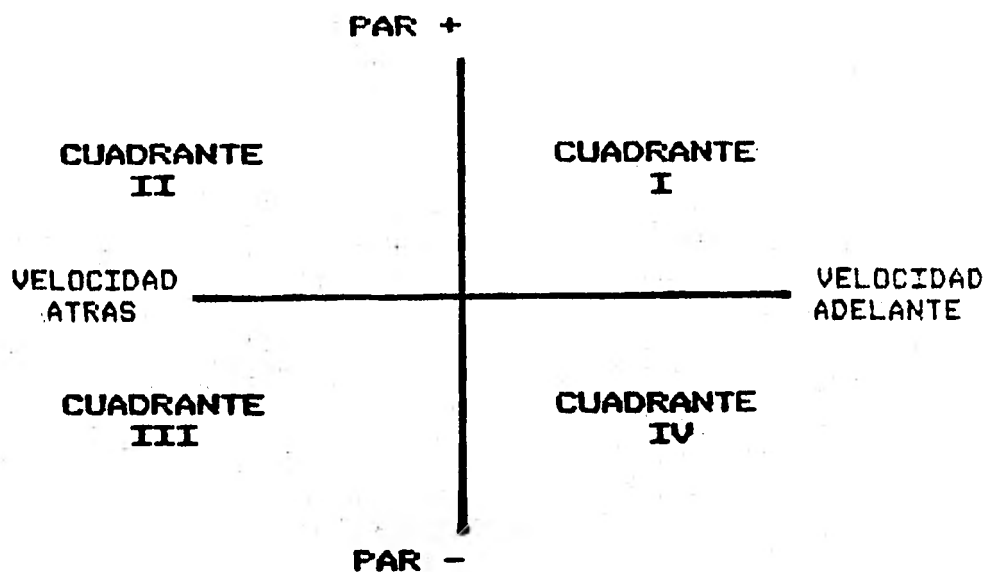
En la dirección de giro adelante, el contactor K2 es energizado y los SCR's 1, 2 y 3 son encendidos.

Durante las partes positivas de los ciclos de cada fase, cuando los puntos A, B y C son positivos con respecto al punto G (neutro del transformador); los SCR's 1, 2 y 3 son encendidos respectivamente. La cantidad de tiempo de encendido se controla por un control de fase apropiado, de tal manera de producir un voltaje de salida cuyo valor es determinado por el regulador. Durante este intervalo la corriente de armadura fluye del punto D al punto G, con el punto D positivo respecto a G.

A esto llamaremos "accionar en la dirección adelante" o cuadrante I

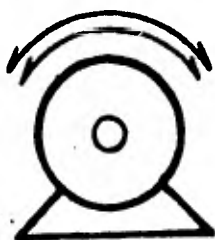
Si el regulador requiriera que la velocidad del motor decreciera, los SCR's 1, 2 y 3 se apagarían y los SCR's 4, 5 y 6 se encenderían. Esto causaría que la corriente de armadura fluyera del punto G al D, lo cual produce un par de frenado y la desaceleración del motor. A esta forma de operación le llamaremos "regeneración en la dirección adelante" o cuadrante IV.

En la dirección reversa ocurre una secuencia similar. Mientras que acciona en la dirección reversa, los SCRs 4, 5 y 6 se encienden (cuadrante III) y cuando regenera en la dirección reversa, los SCRs 1, 2 y 3 se encienden (cuadrante II).



OPERACION EN CUATRO CUADRANTES:

**PAR
NEGATIVO**
**VELOCIDAD
ATRAS**



**PAR
POSITIVO**
**VELOCIDAD
ADELANTE**

Los parámetros antes descritos los mencionaremos en la siguiente tabla:

	ADELANTE		ATRAS	
	ACTUA I	REGEN. IV	ACTUA III	REGEN. II
SCR'S 1,2 Y 3 CONDUCEN	*			*
SCR'S 4,5 Y 6 CONDUCEN		*	*	
PAR POSITIVO	*			*
PAR NEGATIVO		*	*	
VOLTAJE POSITIVO ARMADURA	*	*		
VOLTAJE NEGATIVO ARMADURA			*	*
CORRIENTE POSITIVA ARMADURA	*			*
CORRIENTE NEGATIVA ARMADURA		*	*	

Cada juego de SCR's permite el flujo de corriente en una sola dirección; de la línea de energía a través de un SCR pasando por la armadura del motor y de nuevo a la línea de energía. El SCR establece que voltaje entre cero y 440 volts C.D. será suministrado a la armadura del motor de C.D.. Este voltaje variable de C.D. produce una velocidad variable en el eje del motor de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$\text{VELOCIDAD DE MOTOR (RPM)} = \frac{K \text{ Cfem}}{\text{flujo magnético del campo}}$$

K = constante

Cfem = voltaje aplicado - caída (IR) dentro del motor

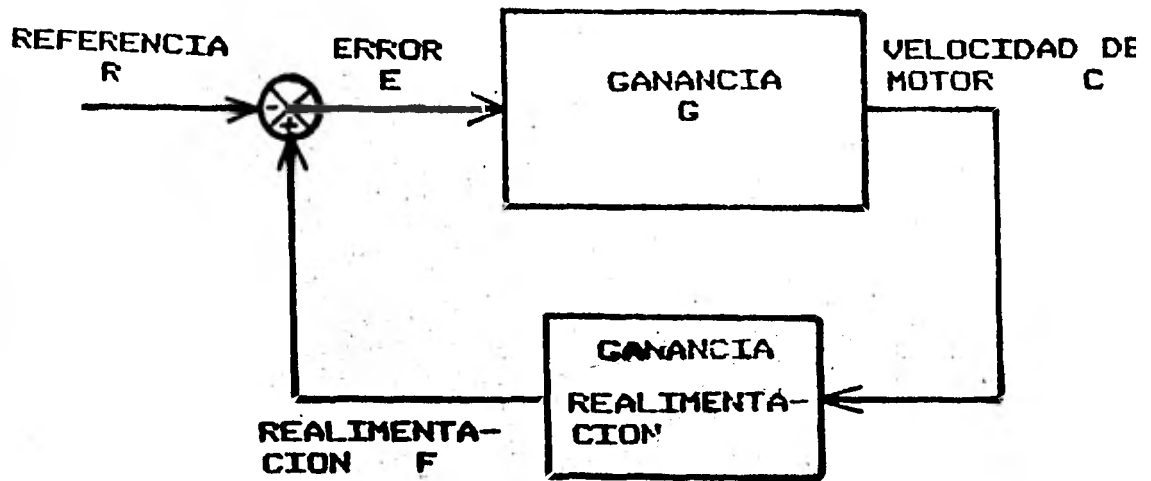
Un SCR es un dispositivo de tres terminales, en comparación a una diodo rectificador, que es un dispositivo de dos terminales. Además del cátodo y ánodo, el SCR tiene una terminal de compuerta que es usada para controlar al rectificador en su dirección de conducción.

Una vez que el SCR ha sido encendido en su dirección de conducción, se mantendrá conduciendo hasta que los pulsos de disparo sean detenidos y las circunstancias sean tales que la corriente del SCR baje del nivel de "enganche". Una vez que la compuerta ha disparado al SCR, ésta pierde control sobre él hasta que el SCR es apagado.

FUNDAMENTOS PARA LA REGULACION

El sistema de regulación de malla cerrada consiste principalmente de:

- a) Referencia de velocidad.
- b) Señal de realimentación, que será proporcionada por un tacogenerador. Se puede tomar como realimentación también a la señal de voltaje de armadura, la cual es proporcional a la velocidad de giro del motor. Esta señal de realimentación es de polaridad opuesta a la señal de referencia.
- c) Un regulador que consiste de un circuito que compara las señales de referencia y realimentación, a veces llamado sumador, y un amplificador de alta ganancia que amplifica la señal de error de la salida del sumador.
- d) Una unidad de conversión de SCR, cuya salida variable de D.C. es controlable por la salida del regulador.
- e) Un motor de corriente directa de tipo compuesto.



- Si
- R = referencia
 - f = realimentación
 - H = ganancia de la señal de realimentación
 - C = velocidad de salida del motor
 - e = señal de error
 - G = ganancia del regulador, unidad de conversión de SCR's y motor de C.D.

entonces aplicamos las siguientes ecuaciones:

$$f = H C$$

$$e = R - f = R - H C$$

$$C = G e = G (R - H C)$$

$$C = G R - G H C$$

$$C = \frac{G R}{1 + G H}$$

$$\frac{C}{R} = \frac{G}{1 + G H}$$

Se puede aplicar $G H \gg 1$, la ganancia en maza cerrada se aproxima a $1/H$ y es independiente a la

ganancia G . Así pues la velocidad del motor es sólo función de la señal de velocidad realimentada al regulador.

Como $G H$ es una unidad compleja cuya magnitud y fase son función de la frecuencia, determinará la respuesta y estabilidad del regulador de velocidad.

MOLINO DE CRUDO :

Descripción del control del molino de crudo.-

El objetivo principal del control de la mezcla de crudo es el siguiente:

Los materiales alimentados al molino de crudo son básicamente

- Piedra Caliza (material de la cantera) previamente triturado.
- Arcilla
- Escoria de fierro.

El sistema de control regulará las proporciones de los siguientes componentes:

CaO	-	(c)
SiO	-	(s)
Al O	-	(a)
Fe O	-	(f)

en el material.

Los valores óptimos se definen como:

El módulo estandar de la cal:-

$$LS = \frac{100 C}{2.8 s + 1.1 a + 0.7 f}$$

El módulo de silicatos.-

$$SM = \frac{s}{a + f}$$

El módulo de alumina.-

$$AM = \frac{a}{f}$$

La naturaleza química de los materiales empleados para la mezcla del crudo está sujeta a fluctuaciones continuas.

Las proporciones de la mezcla deben ser adaptadas de acuerdo a estas fluctuaciones. La computadora que controlará el proceso evalúa los análisis regulares de la mezcla del crudo. De esto se calcula por medio de un algoritmo de control, nuevos puntos de referencia para

las básculas electrónicas de dosificación. Este sistema de dosificadores toma la señal de corrección de la computadora como una señal de referencia para controlar por malla cerrada los motores que accionan a las bandas de dosificación.

-Descripción del equipo:

El control de mezclas del molino de crudo se divide principalmente en:

- Muestreo
- Transporte de Muestras
- Preparación de Muestras
- Análisis
- Computación

Se utiliza un muestreo continuo, es decir, las muestras se preparan durante todo el periodo entre dos análisis. La mezcla de los materiales acumulados se lleva en forma automática, cada vez que se requiere una muestra.

Un tubo neumático transporta automáticamente el material muestreado hacia el laboratorio.

Cuando el material de salida del molino de crudo llega al laboratorio es vaciado a un pequeño molino para preparar la muestra.

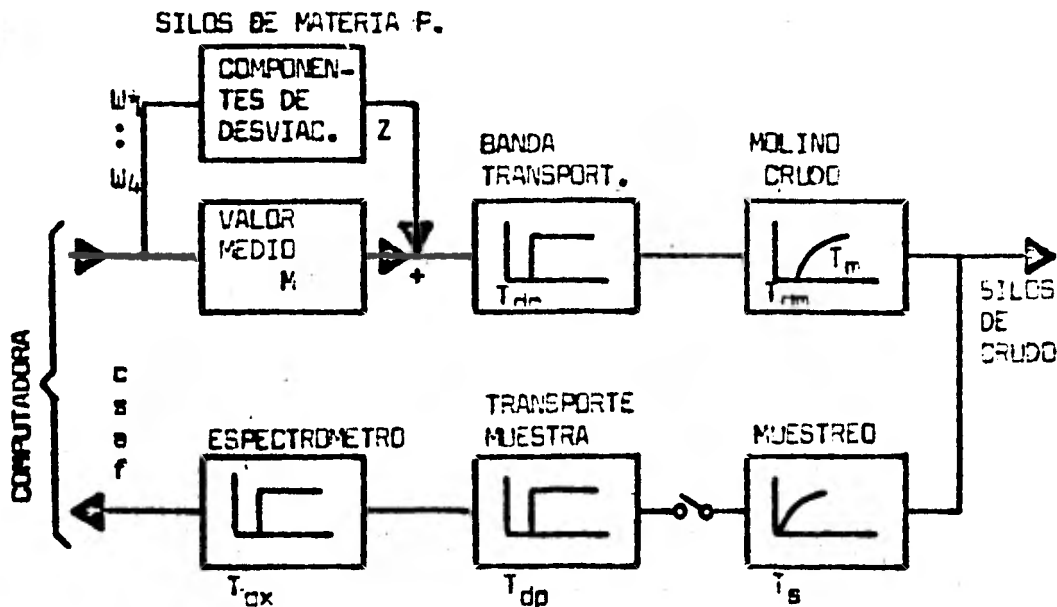
Para un análisis confiable, en el espectrómetro es importante que los errores resultantes debido a los diferentes tamaños de partículas, sean mantenidos tan pequeños como sea posible. El pequeño molino de laboratorio refina la muestra obtenida por medio de alcohol. Sigue un periodo de secado. El material se prensa en un anillo y se transporta al espectrómetro de masas.

Un espectrómetro multicanal de rayos X es usado como analizador. Durante el periodo de medición (unos cuarenta segundos) se muestrean 8 elementos:

- Ca
- Si
- Fe
- Al
- Mg
- K
- S
- Na

Los resultados obtenidos de estas mediciones se transmiten al computador central, el cual calcula las concentraciones individuales de acuerdo a curvas de

calibración, almacenadas permanentemente. Estos resultados son expuestos en una pantalla de video y son almacenados simultáneamente para la bitácora de análisis.



DESPLANTE DE LA SECCION DE CONTROL.

El arreglo del control para la sección del molino se describe de acuerdo a la figura de arriba.

Los materiales de la mezcla de crudo en los silos se representa de acuerdo a la matriz M (Valor Medio de la Composición Química) y la matriz Z (Desviación del Valor Medio). Los elementos de M y Z son m hasta m y z hasta z ; m hasta m deben ser determinados por análisis representativo de materiales y se usarán como patrones preestablecidos.

Los elementos de W, es decir W a W son los valores de referencia de los cuatro elementos que intervienen en la dosificación. Las concentraciones c, s, a y f de la mezcla, se calculan por medio de M, Z y W de acuerdo con la fórmula

$$[M] + [Z] \cdot [W] = \begin{bmatrix} c \\ s \\ a \\ f \end{bmatrix}$$

Debemos tomar en cuenta el aspecto de tiempo real del transporte, preparación y análisis de la muestra, al que llamaremos "Tiempo Muerto TD". Las muestras pedidas a intervalos

$$t = k.T$$

son evaluadas por la computadora de acuerdo al arreglo que a continuación se muestra:

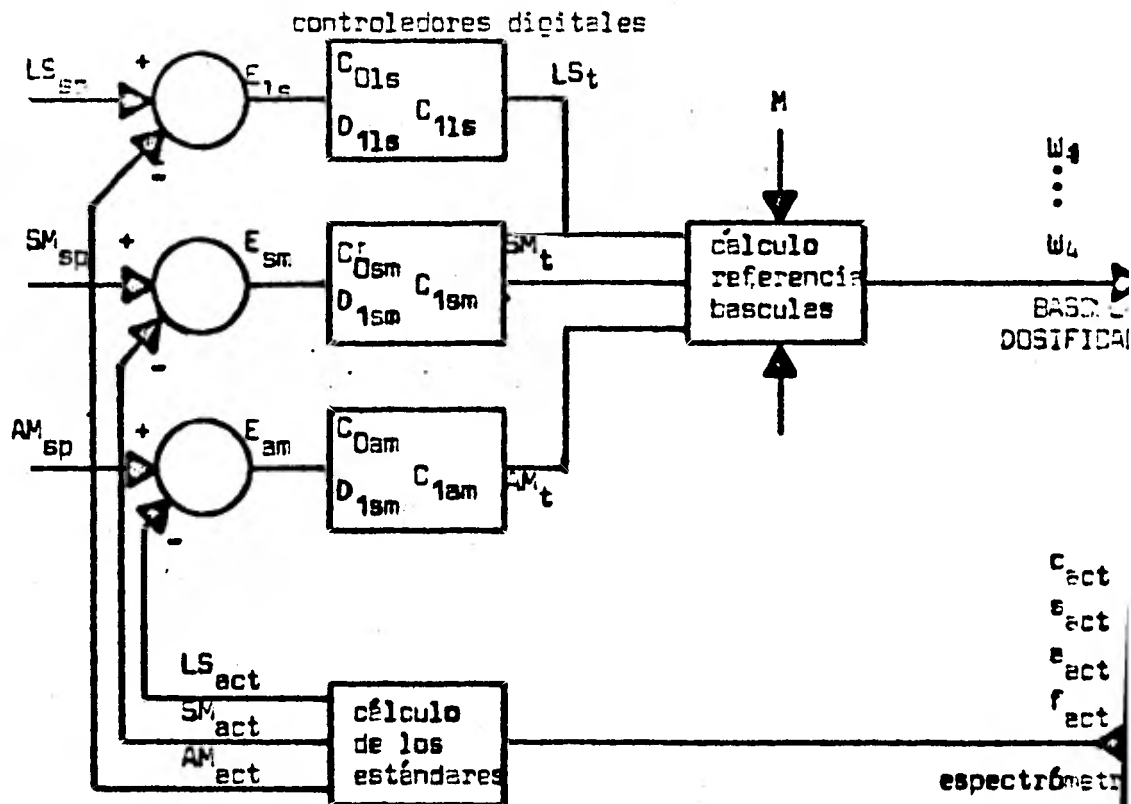


DIAGRAMA DEL ALGORITMO DE CONTROL.

Analicemos brevemente el funcionamiento del control.-

- 1.- Los valores reales de los módulos LS, SM y AM se calculan de acuerdo a los valores medidos de c , s , a , f
- 2.- Después de esta operación, tres controladores digitales determinan los valores correctos de los módulos LS, SM, y AM ; utilizando el siguiente método:

$$LS(k) - Co E(k) + C E(k-1) + D LS(k-1)$$

Este algoritmo funciona como un control analógico proporcional-integral, es decir, que un error es corregido a cualquier grado de precisión. De los valores ajustados para los módulos, el computador calcula los nuevos valores prefijados para las básculas dosificadoras. Para lograr esto, se resuelve el sistema de ecuaciones consistentes en las conversiones módulos óxidos, óxidos dosificadoros, usando M y la condición de suma

$$\sum w_i = 1$$

Si las materias primas son linealmente independientes unas de otras, es decir, su determinante es diferente de cero, el sistema de ecuaciones siempre tendrá solución, es sin embargo probable que uno o más de los valores de referencia para los dosificadores no pueda ser realizado. En este caso la observancia de los tres estándares no es posible. Desde luego, las probabilidades de que esto suceda son bastante pequeñas.

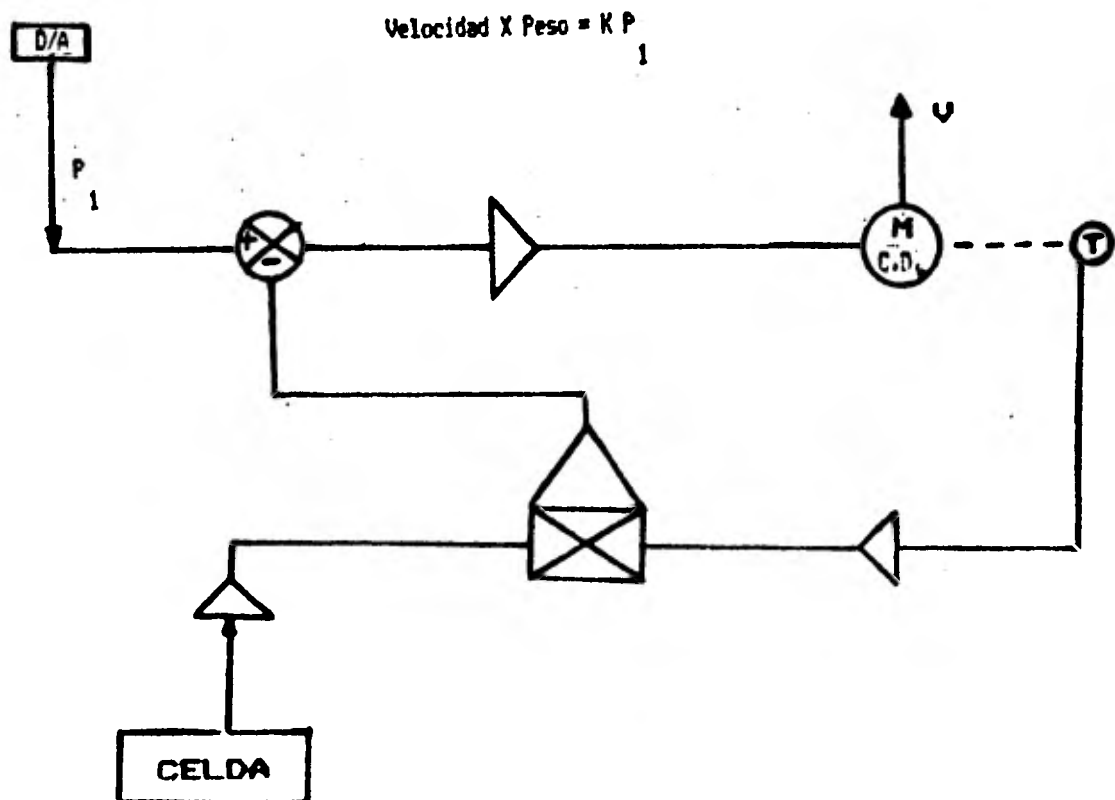
Los valores importantes para el control, como son M, valores límite de los dosificadores, así como los prefijados, deben ser introducidos a la máquina de acuerdo a un método conveniente, así como convenientes deben ser las interfaces máquina - dosificadores.

SISTEMA DE PESAJE CONTINUO.

Se trata básicamente de un sistema que por medio de un control central se ocupa de mantener la alimentación de material a un ritmo constante, de acuerdo a una señal de entrada prefijada, o señal de referencia.

Consiste de un transportador de banda movido por un motor de corriente directa, acoplado mecánicamente a un tacogenerador. Bajo la banda del transportador, se encuentra localizada una celda estensométrica, la cuál detecta el peso directamente sobre de ella. La señal de esta celda es amplificada y digitalizada, al igual que la señal del tacogenerador. Una vez digitalizadas, son multiplicadas una por otra y su producto (velocidad por peso), es comparado con la señal de entrada. La resta de estos dos datos nos dará la señal de error, la cual es convertida a un voltaje analógico y este será utilizado como señal de referencia a su vez para el control de velocidad del motor de corriente directa.

Este lazo de control es efectuado localmente por cada dosificador de material sin intervención del control central en absoluto excepto para proveer la señal de referencia.



APENDICE 1

CALCULO DEL ALUMBRADO.

Para calcular el alumbrado de la planta se siguieron estos pasos:

- 1.-Definir uso del área.
- 2.-Definir nivel de iluminación (NI) utilizando las tablas de la Sociedad Mexicana de Ingeniería e Iluminación.
- 3.-Limitar el área y calcular la superficie (S).
- 4.-Seleccionar tipo de lámpara, de tablas.
- 5.-Definir flujo luminoso (F) de la lámpara escogida.
- 6.-Calcular índice de cuarto (IC), utilizando la siguiente expresión :

$$IC = \frac{\text{Area.}}{(AM - APT)(Largo + Ancho)}$$

AM = Altura de montaje.

APT = Altura del plano de trabajo.

- 7.-Determinar reflexión en techo y paredes.
- 8.-Determinar coeficiente de utilización (CU).
- 9.-Determinar factor de mantenimiento (FM).
- 10.-Calcular número de lámparas (NL) utilizando la siguiente expresión:

$$NL = \frac{NI \times S}{F \times CU \times FM}$$

Después de obtener el número de lámparas podemos obtener la carga que estas representan. Este método es utilizado para iluminación de interiores .

Para el alumbrado exterior se siguió otro método, el cual consiste en lo siguiente! .

- 1.- Se siguen los 6 primeros pasos del método anterior.

- 2.- Se calcula la altura de montaje.
- 3.- Se calcula el Coeficiente de Utilización del Haz (CBU), usando un Manual de iluminación.
- 4.- Se calcula el número de proyectores utilizando la siguiente expresión:

$$\text{No. de proyectores} = \frac{\text{Area} \times \text{NI}}{\text{F} \times \text{CBU} \times \text{FM}}$$

OFICINAS.

2

Area: (20 X 6) = 120 m
NI: 1000 luxes
Lámpara: Slim Line-74W-luz de día
F = 5400 lumenes
Unidad: 2 lámparas empotradas
IC = $\frac{120}{(3-1)(20+6)} = 2.3$ ---- D
Reflexión al techo: buena; a las paredes: mala
CU = 0.44 FM = 0.5
NL = $\frac{(1000)(120)}{(0.44)(0.5)(5400)} = 102$ lámparas.

POTENCIA = 7.5 KW

PLANTA.CUARTOS.

7 niveles
NI: 300 luxes 2
Area: (5 X 5) = 25 m
Lámpara incandescente de 300 W.
F = 5750 lumens
Unidad: reflector de cúpula RLM
IC = $\frac{25}{(3)(5+5)} = 0.8$ ----I
Reflexión a paredes y techo: mala
CU = 0.33 FM = 0.55
NL = $\frac{(300)(25)}{(0.33)(0.55)(5750)} = 7$ lámparas

POTENCIA = 2 KW

PLANTA.ESCALERAS.

$$\begin{aligned} \text{Area: } & (3 \times 1.5) = 4.5 \text{ m}^2 \\ \text{NI} & = 100 \text{ luxes} \\ \text{Lámpara incandescente de } & 60 \text{ W} - \text{F} = 850 \text{ lumens.} \\ \text{IC} & = \frac{4.5}{(3)(3+1.5)} = 0.4 \text{ ---- J} \\ \text{CU} & = 0.59 \quad \text{FM} = 0.75 \\ \text{NL} & = \frac{(100)(4.5)}{(0.59)(0.75)(850)} = 2 \text{ lámparas.} \end{aligned}$$

POTENCIA = 0.9 Kw.

PLANTA.TABLEROS DE CONTROL.

5 lámparas fluorescentes de 75 W.

POTENCIA = 0.38 Kw.

MANTENIMIENTO.

$$\begin{aligned} \text{Area: } & (10 \times 10) = 100 \text{ m}^2 \\ \text{NI} & = 500 \text{ luxes} \\ \text{Lámpara: Slim Line -74W Luz de día.} & \\ \text{F} & = 5400 \text{ lumenes.} \\ \text{Unidad: } & 2 \text{ lámparas - montaje de superficie.} \end{aligned}$$

$$\text{IC} = \frac{100}{(4-1)(10+10)} = 1.7 \text{ ---- F}$$

Reflexión: Mala
CU = 0.4 FM = 0.55

$$\text{NL} = \frac{(500)(100)}{(0.4)(0.55)(5400)} = 42 \text{ lámparas.}$$

POTENCIA = 3.1 Kw.

LABORATORIO.

$$\begin{aligned} \text{Area: } & (3 \times 6) = 18 \text{ m}^2 \\ \text{NI} & = 300 \text{ luxes} \\ \text{Lámpara: Slim Line -74W Luz de día.} & \\ \text{F} & = 5400 \text{ lumenes.} \\ \text{Unidad: } & 2 \text{ lámparas - montaje de superficie.} \\ \text{IC} & = \frac{18}{(3-1)(3+6)} = 1 \text{ ---- H} \end{aligned}$$

Reflexión: Buena
CU = 0.43 FM = 0.55

$$NL = \frac{(18)(300)}{(0.43)(0.55)(5400)} = 4 \text{ lámparas}$$

POTENCIA = 0.3 Kw.

SILOS.ESCALERA.

4 Pisos.

Se toman los mismos datos de la escalera de la planta.

POTENCIA = 0.54 Kw.

SILOS.PASILLO.

Area: (4 X 15) = 60 m²
NI = 50 luxes
Lámpara: incandescente - 300W.
F = 5750 lumenes. Reflector de cúpula.

$$IC = \frac{60}{(3)(4+15)} = 2.22 \text{ ---- D}$$

CU = 0.61 FM = 0.55

$$NL = \frac{(50)(60)}{(0.55)(0.61)(5750)} = 2 \text{ lámparas.}$$

POTENCIA = 0.6 Kw.

EMPACADORA.

Area: (4 X 4) = 16 m²
NI = 300 luxes
Lámpara: incandescente - 500W -
F = 11000 lumenes.

$$IC = \frac{16}{(4)(4+4)} = 0.5 \text{ ---- J}$$

CU = 0.41 FM = 0.75

$$NL = \frac{(300)(16)}{(0.75)(0.41)(1000)} = 2 \text{ lámparas.}$$

POTENCIA = 1 Kw.

EMPACADORA. TABLEROS.

Lámparas : Slim Line - 74 W -

POTENCIA = 1.074 Kw.

GENERAL.

Area: (5 X 5) = 25 m²
NI = 100 luxes
Lámpara: fluorescente - 74W -
F = 5400 lumenes .

$$IC = \frac{25}{(3)(5+5)} = 0.83 \text{ ---- I}$$

$$CU = 0.35 \quad FM = 0.55$$

$$NL = \frac{(100)(25)}{(0.55)(0.35)(5400)} = 4 \text{ lámparas.}$$

$$POTENCIA = 0.296 \text{ Kw.}$$

PATIO.

Area: (30 X 80) 2400 m²
NI = 50 luxes
Lámpara: Vapor de mercurio - 700 W.
F = 500 lumenes.
Altura del montaje = 9 metros
CU = 0.6 FM = 0.63

$$NL = \frac{(2400)(50)}{(0.6)(0.63)(40500)} = 8 \text{ lámparas.}$$

$$POTENCIA = 5.6 \text{ Kw.}$$

ENTRADA.

2 lámparas incandescentes - 200 W.

CASETA.

1 lámpara incandescente - 60 W.

$$POTENCIA = 0.26 \text{ Kw.}$$

SUBESTACION.

Area: (10 X 10) = 100 m²
NI = 100 luxes
Lámpara: Slim Line - 74W - F = 5400 lumenes.

$$IC = \frac{100}{(5)(10+10)} = 1 \text{ ---- H}$$

$$CU = 0.35 \quad FM = 0.65$$

$$NL = \frac{(100)(100)}{(0.65)(0.35)(5400)} = 3 \text{ lámparas.}$$

POTENCIA = 0.592 Kw.

HORNO.

Area: $(100 \times 1.8) = 180 \text{ m}^2$
NI = 50 luxes
Lámpara incandescente - 75 W.
F = 1098 lúmenes.
CU = 0.75 FM = 0.75

$$\text{No. de proyectores} = \frac{(50)(180)}{(0.75)(0.75)(1098)} = 14$$

Este cálculo fué realizado para una lateral del horno, por lo tanto:

POTENCIA = 2.1 Kw.

MOLINOS.PLANTA.

En los tableros de control.
Lámpara fluorecente - 74W -

POTENCIA = 0.59 Kw.

MOLINOS.ESCALERAS.

2 lámparas incandescentes

POTENCIA = 0.12 Kw.

MOLINOS.PRIMER NIVEL.

Area: $(40 \times 15) = 600 \text{ m}^2$
NI = 300 luxes
Lámpara: Vapor de mercurio - 400W.
F = 24000 lúmenes.

$$IC = \frac{600}{(15)(40+15)} = 0.73 \text{ ---- I}$$

CU = 0.35 FM = 0.68

$$NL = \frac{(600)(300)}{(0.68)(0.35)(24000)} = 32 \text{ lámparas.}$$

POTENCIA = 12.8 Kw.

MOLINOS.SEGUNDO NIVEL.

2

Area: 600 m
NI = 100 luxes
Lámpara: Incandecente - 300 W.
F = 5750 lumenes.

$$IC = \frac{600}{(4)(40+15)} = 2.7 \text{ ---- D}$$

$$CU = 0.61 \quad FM = 0.55$$

$$NL = \frac{(600)(100)}{(0.61)(0.55)(5750)} = 31 \text{ lámparas.}$$

POTENCIA = 9.3 Kw.

CALLE.

2

Area: (400 X 6) = 2400 m
NI = 9 luxes
Distribución: Luz tipo 2 corta .
Lámpara: Mercurio H39 - 1756 W.
F = 7700 lumenes .
Altura del montaje = 9 m
Longitud del brazo = 1.2 m
Colocación: un solo lado de la calle.
Separación: 28 m
Número de postes: 15

POTENCIA = 2.63 Kw.

CANTERA.

2

Area: (30 X 30) = 900 m
NI = 50 luxes
Lámpara: Vapor de mercurio - Haz ancho 400 W.
F = 24000 lumenes
Altura del montaje: 9 metros
CEU = 0.6 FM = 0.68

$$\text{No. de proyectores} = \frac{(900)(50)}{(24000)(0.6)(0.68)} = 5$$

POTENCIA = 2 Kw.

BANDA.

2

Area: (2000 X 1) = 2000 m
NI = 20 luxes
Lámpara: Vapor de mercurio - Haz ancho 400 W.

F = 24000 lumenes.
Altura del montaje: 9 metros.
CBU = 0.6 FM = 0.68

$$\text{No. Projectores} = \frac{(2000)(20)}{(24000)(0.6)(0.68)} = 4.$$

POTENCIA = 1.6 Kw.

ALUMBRADO EXTERIOR.

Planta de Silos .

Area: (30 X 25) = 750 m²
NI = 100 luxes
Lámpara: Vapor de mercurio - 1000 W.
F = 62000 Lumenes.
CBU = 0.6 FM = 0.68

$$\text{No. de proyectores} = \frac{(100)(750)}{(0.6)(0.68)(62000)} = 3.$$

POTENCIA = 9 Kw.

Molinos.

Area: (40 X 15) = 600 m²
NI = 100 Luxes
Lámpara: Vapor de mercurio - 1000W.
F = 62000 lumenes.
CBU = 0.6 FM = 0.68

$$\text{No. de proyectores} = \frac{(100)(600)}{(0.6)(0.68)(62000)} = 3.$$

POTENCIA = 9 Kw.

SUBESTACION.PRECIPITADOR.

Area: (5 X 5) = 25 m²
NI = 100 luxes
Lámpara: Sline Line - 74 W -
F = 5400 lumenes.

$$\text{IC} = \frac{25}{(5)(5+5)} = 0.5 \text{ ---- J}$$

CU = 0.21 FM = 0.65

$$\text{NL} = \frac{(100)(25)}{(0.65)(0.21)(5400)} = 4 \text{ lámparas}$$

POTENCIA = 0.296 Kw.

APENDICE 2

CONVERTIDORES A/D.

Cuando se necesita la relación de un voltaje analógico a un sistema digital, se utilizan los convertidores analógico-digitales.

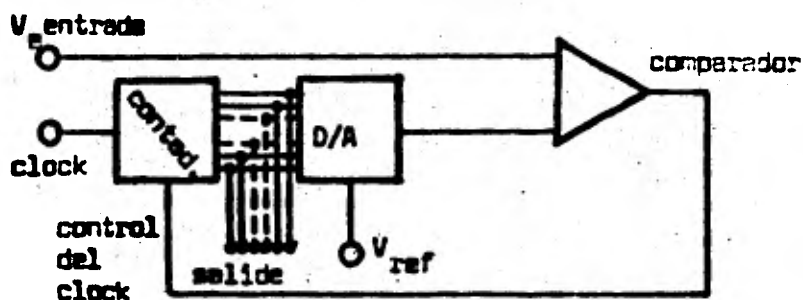
Estos convertidores traducen la señal analógica presente a su entrada a una palabra digital en su salida.

Existen varios métodos para su implementación, aquí solo se discutirán dos tipos de ellos:

-Convertidores A/D de aproximaciones sucesivas.

-Convertidores A/D de doble rampa.

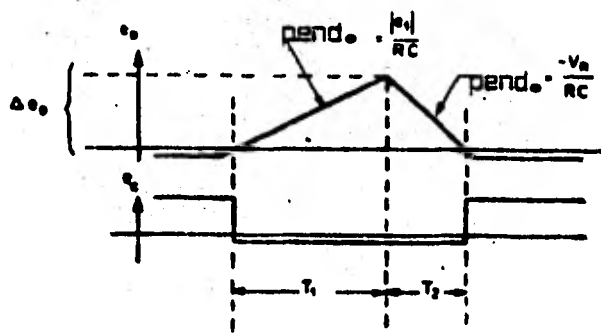
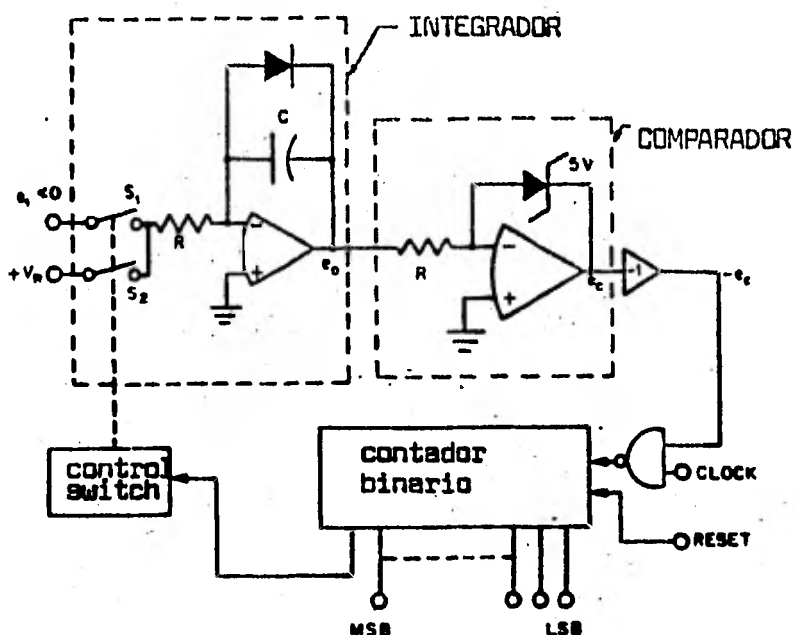
CONVERSORES DE APROXIMACIONES SUCCESIVAS.-



Los sistemas de mediana y alta velocidad de conversión A/D, se basan generalmente en un convertidor D/A con circuito de lógica y con un comparador, como se muestra en la figura. Cuando la entrada analógica V_e , iguala la salida del conversor D/A, el comparador detiene la señal de impulsos de clock y la señal de la entrada digital del D/A en ese momento es igual al valor final digitalizado de la entrada V_e .

La lógica de control puede ser un sencillo contador bidireccional que siga los cambios en el voltaje de entrada. Este tipo de conversores puede ser muy rápido, con frecuencias de conteo hasta de 1 MHz, pero son relativamente caros si se requieren precisiones altas. Los tiempos de conversión de 100 micro segundos para un sistema de 12 bits son típicos, con una linealidad de medio bit menos significativo.

CONVERSORES A/D DE DOBLE RAMPA.



La figura nos muestra el diagrama de bloques de un conversor A/D de doble rampa así como un diagrama de tiempos del mismo.

Las partes esenciales son: un integrador, un comparador de cruce por cero, un voltaje de referencia y un circuito de lógica digital. Este tipo de convertidores está restringido a voltajes de entrada unipolares.

Cuando el convertidor recibe la señal de inicio, los Flip-Flops del contador binario son inicializados a cero. En ese momento una señal de cero volts conectada a un interruptor electrónico abre el circuito S2 y cierra el circuito S1, conectando la señal analógica de entrada

con un valor cualquiera al integrador. Tan pronto como la salida del integrador sea mayor a cero, la salida del comparador cambiará de estado lógico hacia cero, permitiendo que los pulsos de clock pasen a través de la compuerta NAND, llegando al contador. Durante el intervalo de tiempo T_1 , el contador llegará hasta la cuenta 0111...1, y en el siguiente pulso el contador pasará al estado 1000...0. El "1" lógico en el último Flip-Flop provoca que el interruptor electrónico abra el circuito S1 y cierre S2. Esto conecta el voltaje de referencia V_{ref} que provoca que el integrador cambie su pendiente hacia abajo.

Cuando la salida del integrador cruza nuevamente por cero, la salida del comparador pasará nuevamente al estado lógico 1, e inhibirá los pulsos del clock al contador.

Esto completa la conversión y la salida digital en el contador es ahora válida.

Este tipo de conversor tiene la ventaja de que las tolerancias entre R y C no afectan su precisión, además, esta es mucho mayor que la de un conversor de aproximaciones sucesivas, sin existir errores de monotonicidad. Sin embargo, el tiempo de conversión típico para un conversor de 12 bits es del orden de los 30 μ Seg.

APENDICE 3

CONVERTIDORES D/A.

Un convertidor D/A nos sirve para la comunicación entre un sistema digital y un sistema analógico, mediante la traducción de una palabra digital de n bits a un voltaje analógico de x volts.

La salida analógica de un conversor D/A binario unipolar de n bits, está dado por la expresión:

$$E_o = V_r (a_1 2^{-1} + a_2 2^{-2} + a_3 2^{-3} + \dots + a_n 2^{-n})$$

donde V_r = voltaje analógico de referencia
y los coeficientes a_1 hasta a_n son iguales a:

- 0 si el bit es nulo
- 1 si el bit está activo

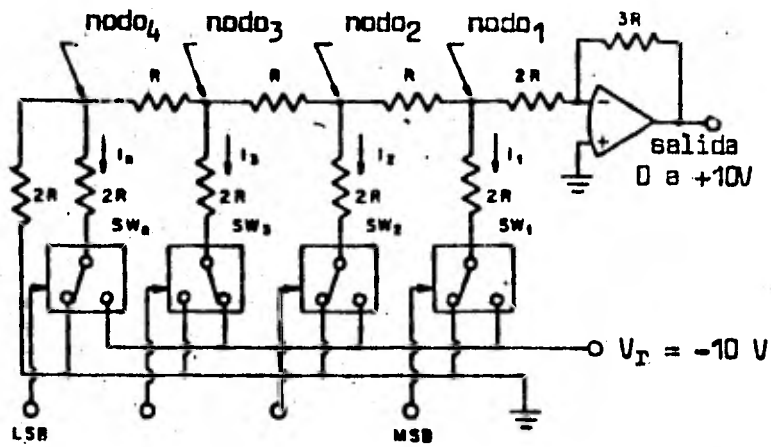
El valor del bit más significativo (MSB) es $V_r/2$,
y el valor del bit menos significativo (LSB) es $V_r / 2^n$

EJEMPLO DEL DISEÑO DE UN CONVERTOR D/A.

Los elementos básicos de un conversor D/A son:

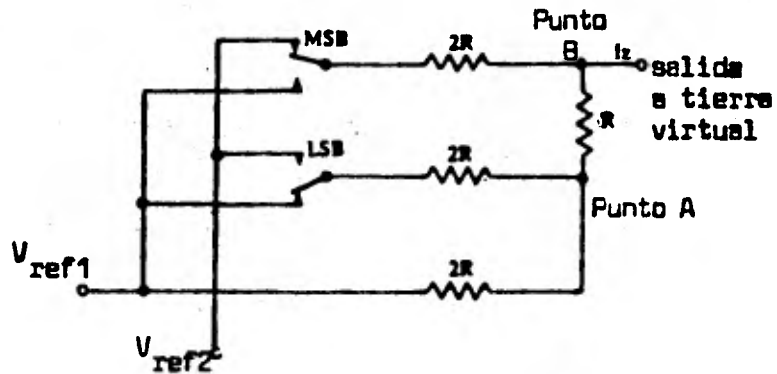
- Red de resistores
- Interruptores de corriente o voltaje
- Fuente de voltaje de referencia
- Amplificador operacional de salida

CONVERSION PARALELO DE ENTRADA BINARIA



CONVERSION D/A UTILIZANDO UNA RED R, 2R.

La figura muestra un convertidor D/A del tipo de red en escalera, el cual utiliza básicamente dos valores de resistencias. Para comprender la operación de este circuito podemos considerar a un sistema para sólo 2 bits:

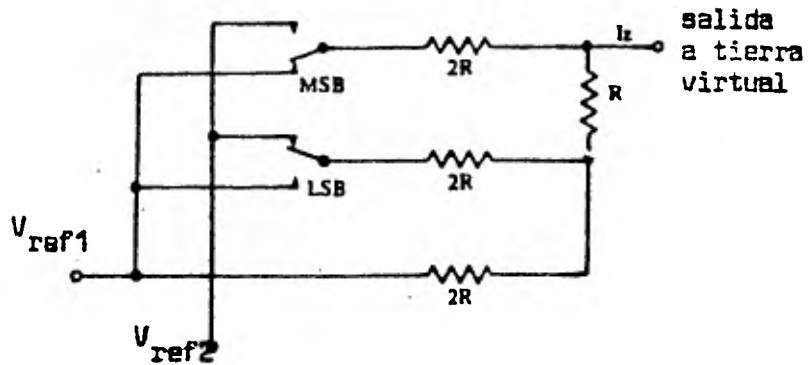


OPERACION DE UN CONVERSION DE 2 BITS

Caso 1:

Considerando $MSB = 1$
 $LSB = 1$

Por lo tanto $I_r = V_r / 2R$



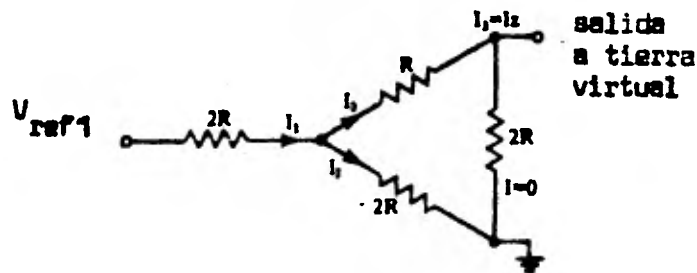
CONVERSION D/A CON EL MSB OPERANDO.

Caso 2:

Considerando MSB = 0

LSB = 1

La corriente de salida I puede ahora ser calculada utilizando las ecuaciones de Kirchoff para el circuito equivalente mostrado en la siguiente figura



CIRCUITO EQUIVALENTE A LA FIGURA ANTERIOR.

$$I_1 = I_2 + I_3$$

$$2 \cdot RI_2 = RI_3$$

$$I_2 = \frac{I_3}{2}$$

$$I_1 = \frac{3 I_3}{2}$$

$$2.RI_1 + 2.RI_2 = V_{ref}$$

$$R.3I_3 + RI_3 = V_{ref}$$

de ahí que;

$$I_2 = I_3 = \frac{V_{ref}}{4R} = 1/2 I_{SB}$$

Entonces la corriente I es ahora la mitad del valor observado en el primer caso. Este ejemplo puede ser repetido para cualquier número de bits.

Como la relación de resistencias es sólo de 2 a 1, la desviación por cambios de temperatura es relativamente pequeña. El estado actual de la electrónica, permite la fabricación de unidades completas D/A en un sólo circuito integrado monolítico.

Para usos industriales el sistema de conversores D/A de tipo escalera es el más usado actualmente y el que da mejores resultados.

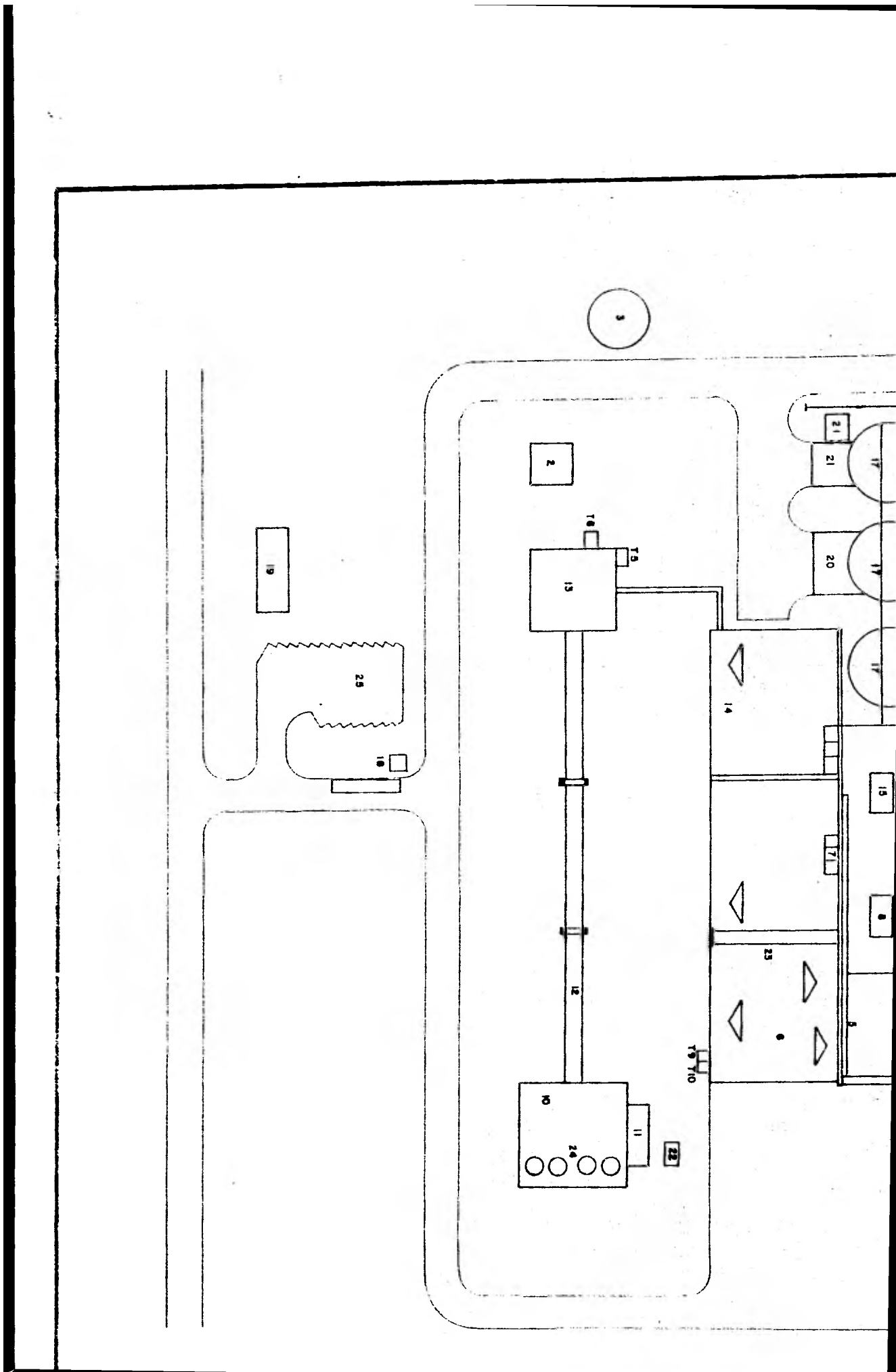
C O N C L U S I O N E S

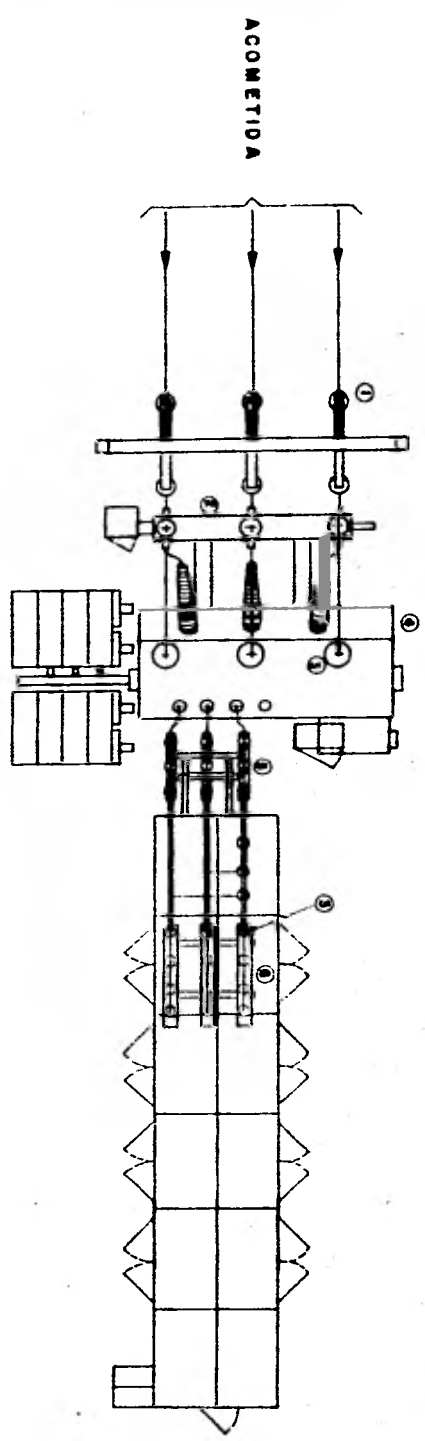
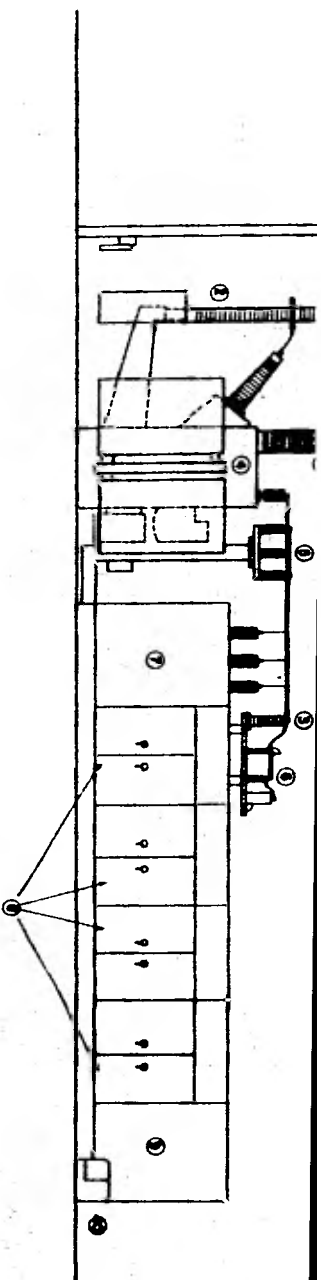
En este trabajo se ha pretendido mostrar las últimas técnicas disponibles para lograr la optimización de los sistemas actuales utilizados en la elaboración del cemento. Para este fin la opción lógica es utilizar los últimos adelantos en ésta materia.

Al ser el cemento un producto de gran demanda y en ocasiones ser aplicado en situaciones críticas, es necesario obtener la mejor calidad de éste.

Con lo hasta aquí propuesto los puntos anteriores quedan garantizados, y por otro lado se obtiene además la optimización de la maquinaria utilizada, lográndose una amortización más rápida del costo de éstos equipos.

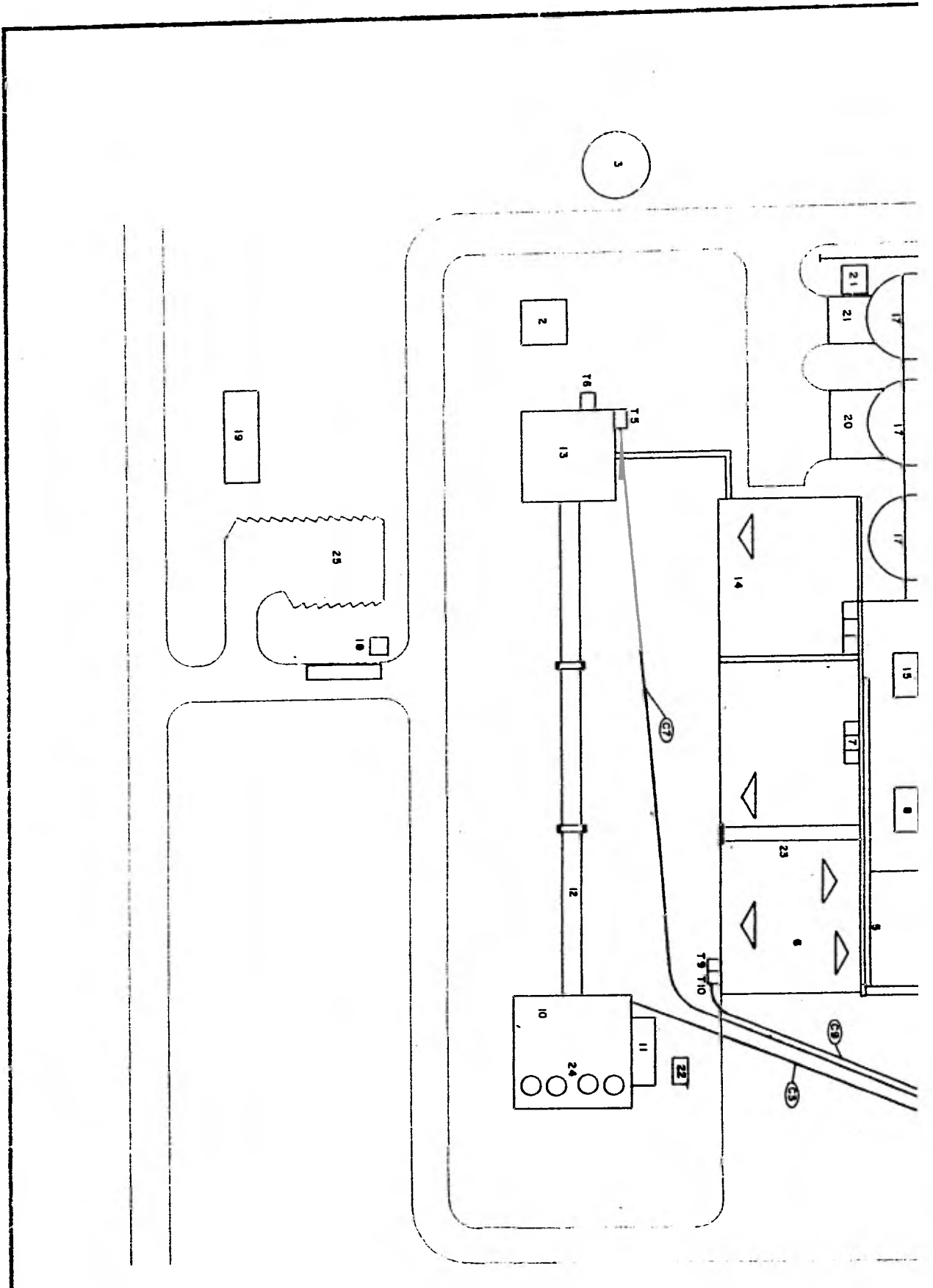
Debido a la diversidad tanto de procesos como de plantas de producción, cada caso debe ser analizado individualmente para lograr una mejor aplicación de éstos sistemas.

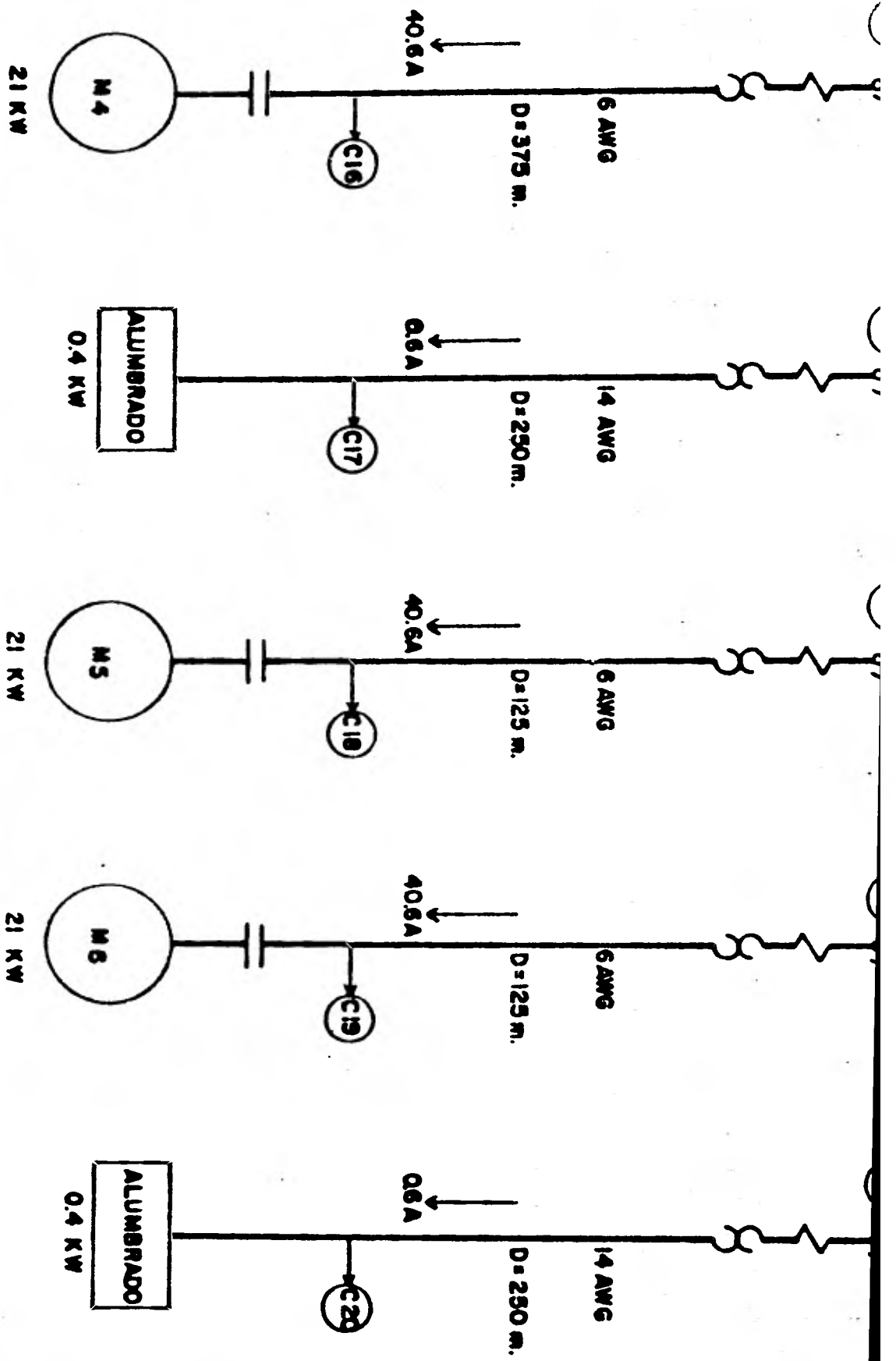


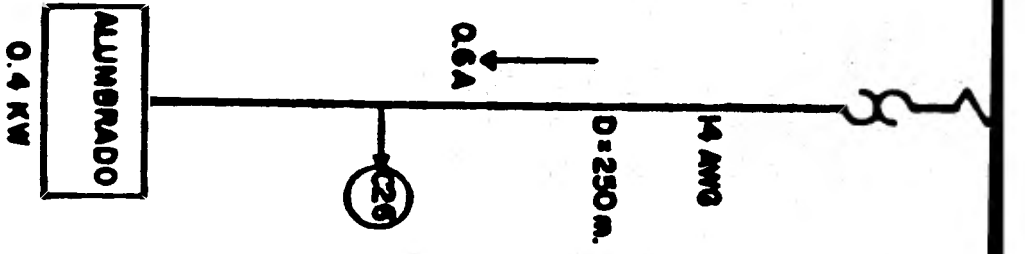
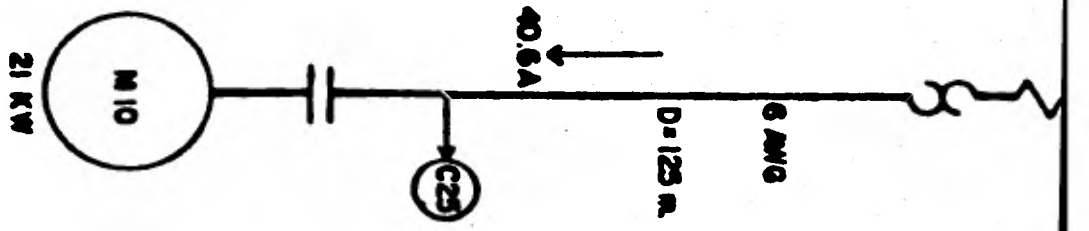
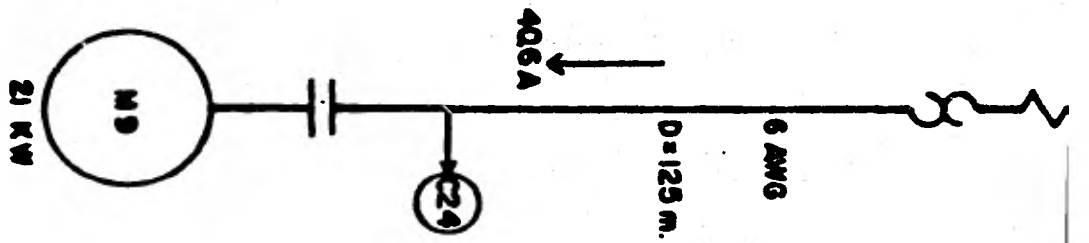
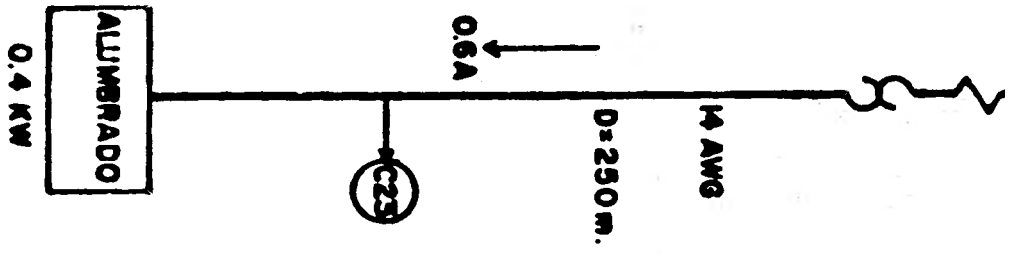
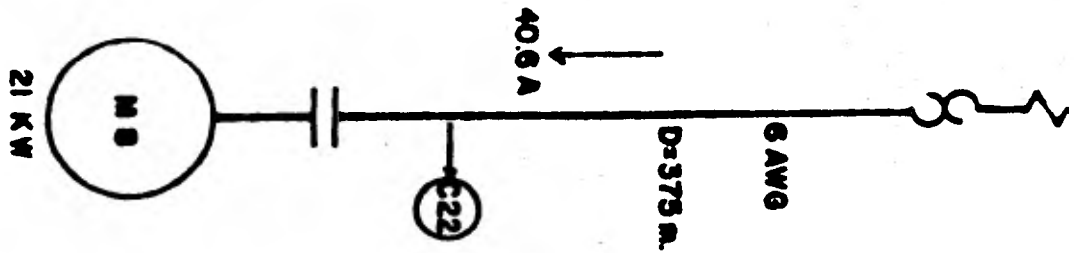


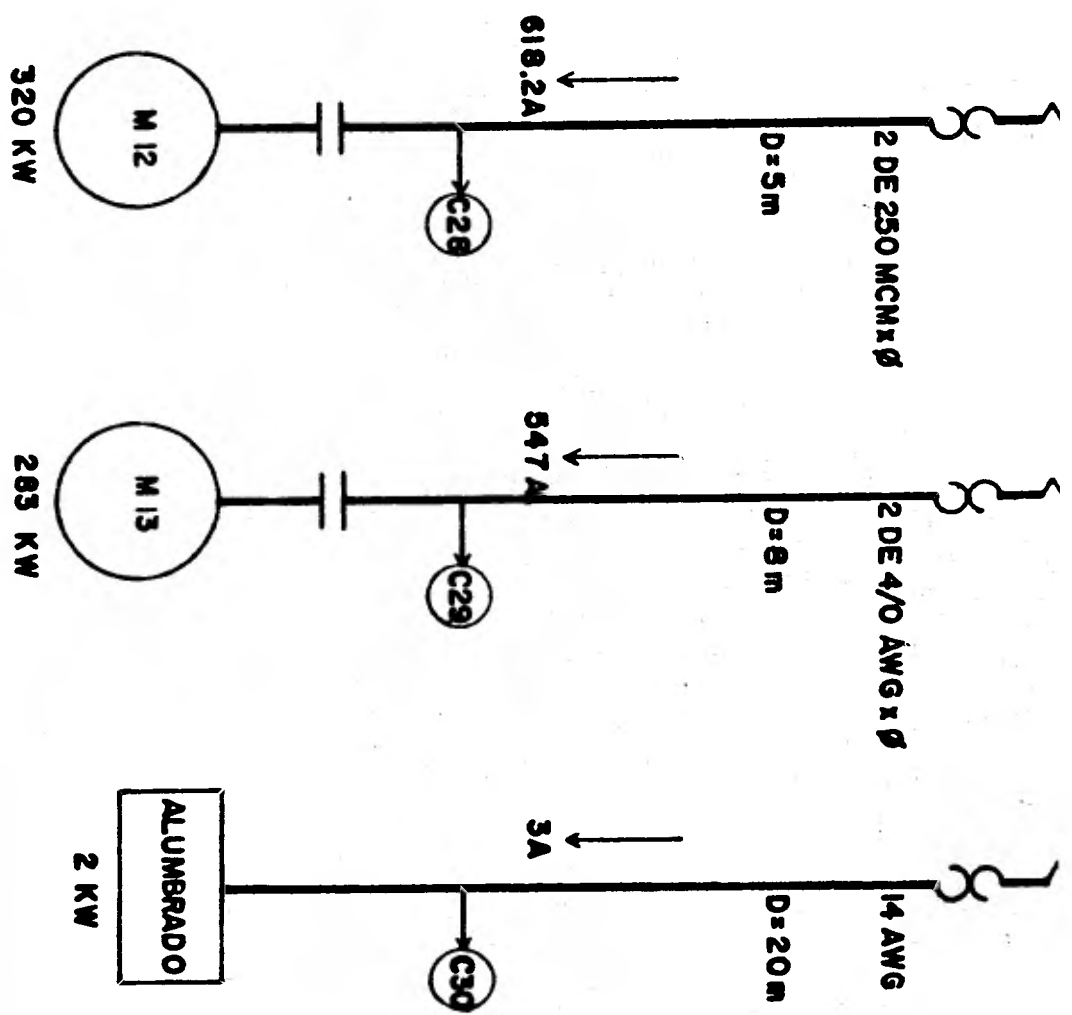
- EQU**
- 1-CUSCILLA
 - 2-INTERRUP
 - 3-APARTAR
 - 4-TRANSFRO
 - 5-CUSCILLA
 - 6-TRANSF.
 - 7-COMPARTI
 - 8-SABINETE
 - 9-COMPART
 - 10-TRANSF.

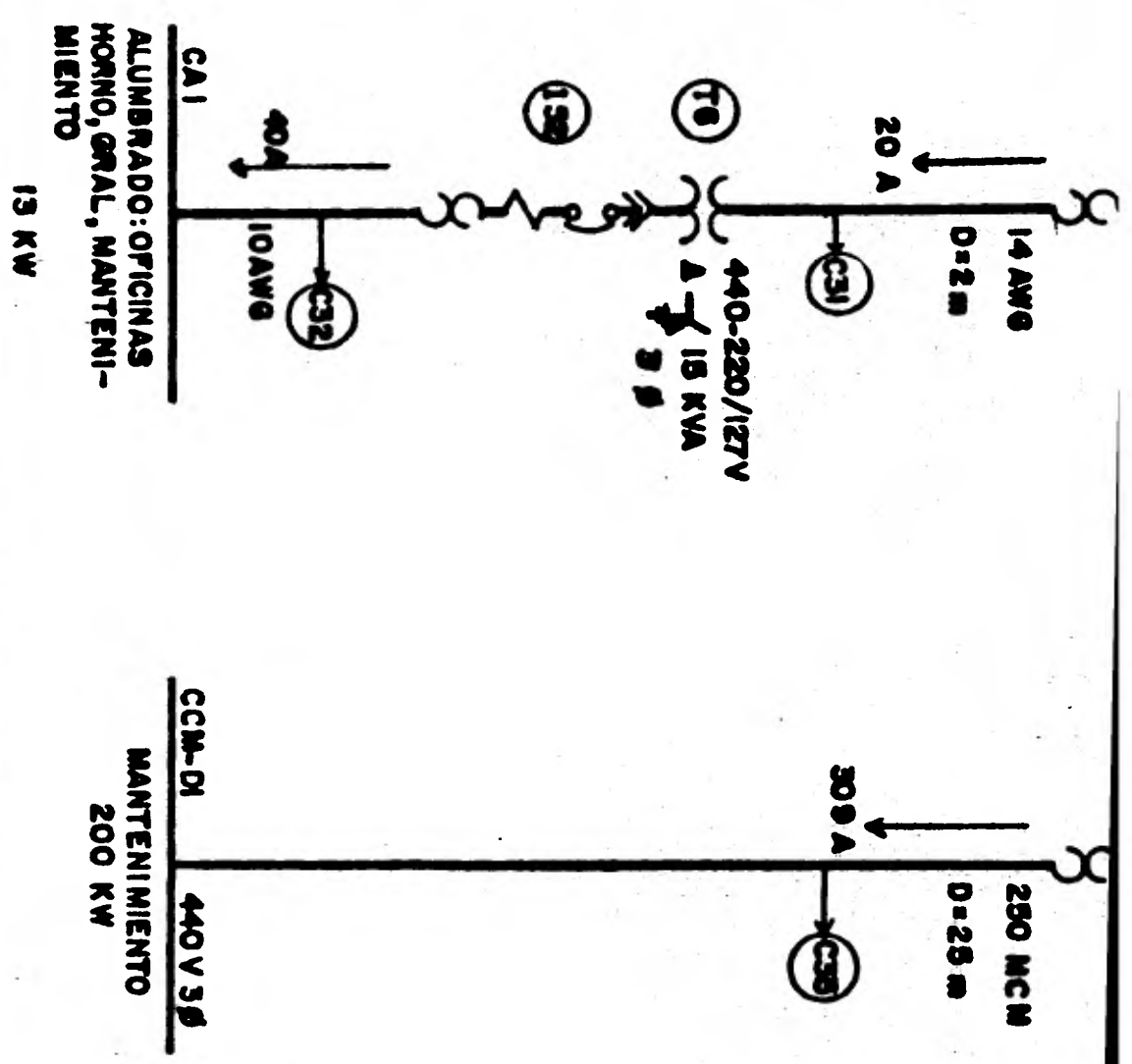
NOTA:
 SUBSTACION TIPO
 INTERIOR

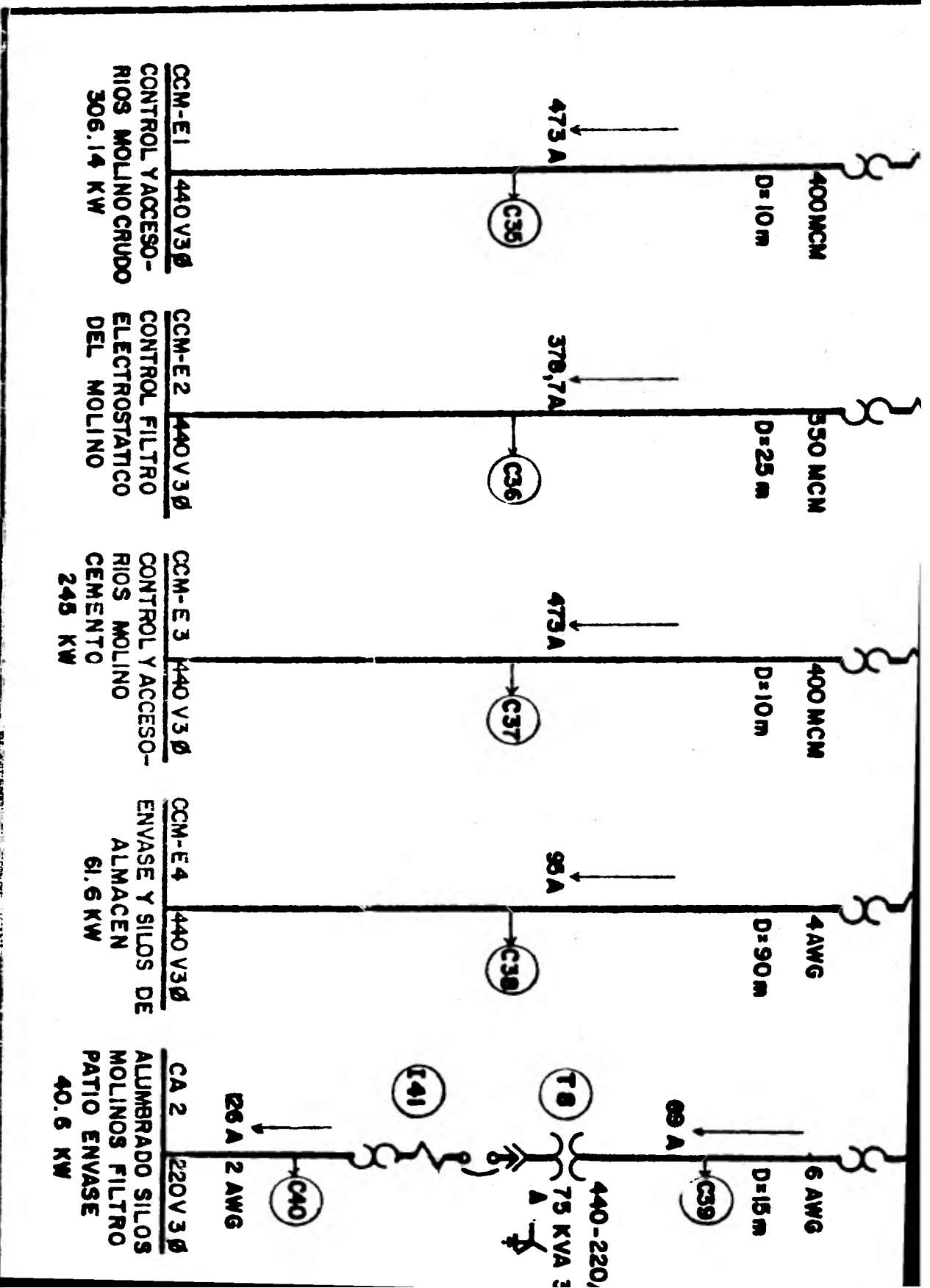












CCM-E1 440 V 3Ø
 CONTROL Y ACCESO-
 RIOS MOLINO CRUDO
 306.14 KW

CCM-E2 440 V 3Ø
 CONTROL FILTRO
 ELECTROSTATICO
 DEL MOLINO

CCM-E3 440 V 3Ø
 CONTROL Y ACCESO-
 RIOS MOLINO
 CEMENTO
 248 KW

CCM-E4 440 V 3Ø
 ENVASE Y SILOS DE
 ALMACEN
 61.6 KW

CA 2 220 V 3Ø
 ALUMBRADO SILOS
 MOLINOS FILTRO
 PATIO ENVASE
 40.6 KW

473 A
 C36

378,7A
 C36

473 A
 C37

95 A
 C38

69 A
 C39
 440-220,
 75 KVA
 E41
 CAO

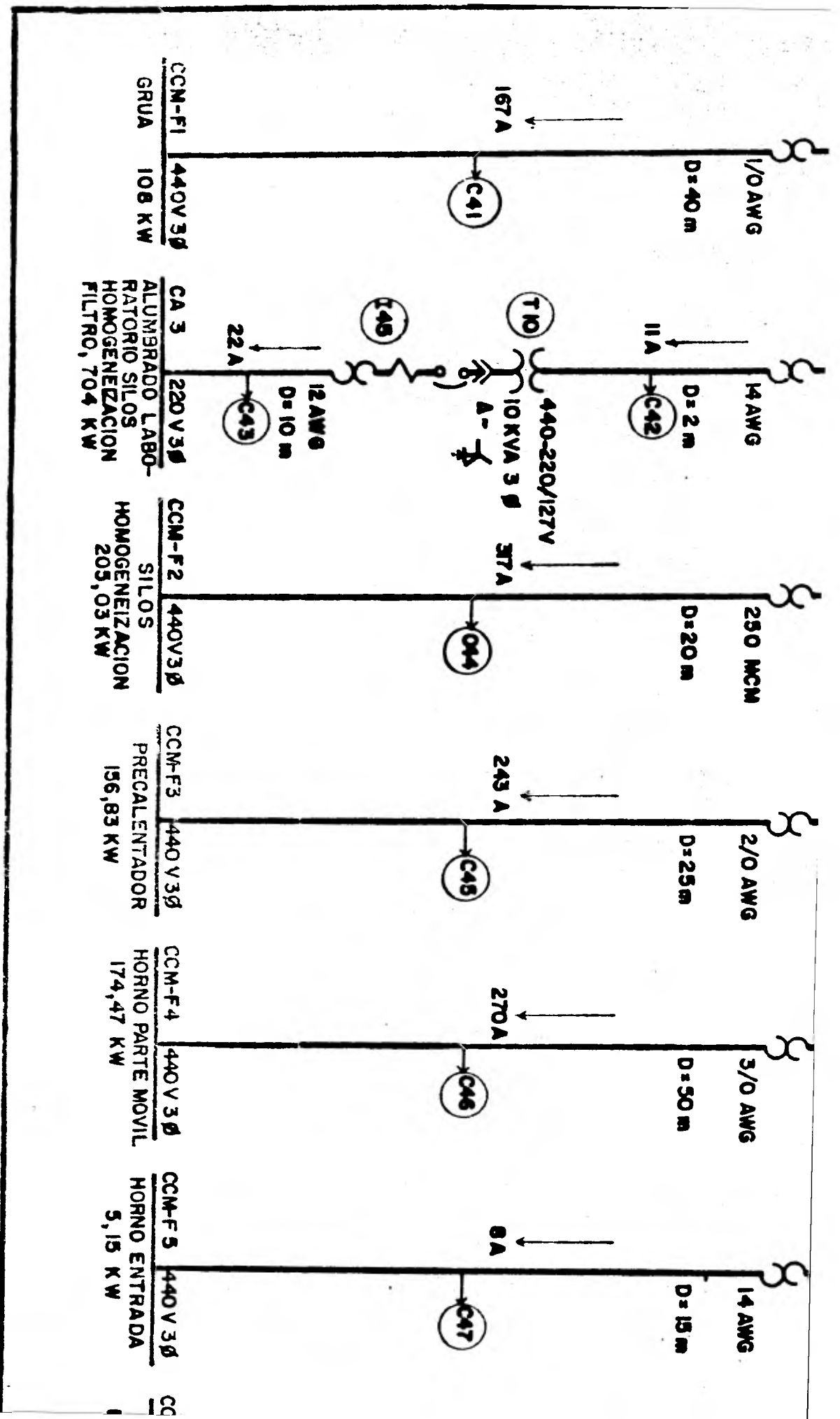
400 MCM
 D=10 m

350 MCM
 D=25 m

400 MCM
 D=10 m

4 AWG
 D=90 m

6 AWG
 D=15 m



CCM-F1 440V 3Ø
GRUA 108 KW

CA 3 220V 3Ø
ALUMBRADO LABO-
RATORIO SILOS
HOMOGENEIZACION
FILTRO, 704 KW

CCM-F2 440V 3Ø
SILOS
HOMOGENEIZACION
205,03 KW

CCM-F3 440V 3Ø
PRECALENTADOR
156,83 KW

CCM-F4 440V 3Ø
HORNO PARTE MOVIL
174,47 KW

CCM-F5 440V 3Ø
HORNO ENTRADA
5,15 KW

CC

BIBLIOGRAFIA:

- 1.-Camarena M. Pedro Instalaciones Eléctricas
 Industriales.
 Editorial C.E.C.S.A.
 México
 1980.

- 2.-Enriquez H.Gilberto Fundamentos de Instalaciones
 Eléctricas de Mediana y Alta
 Tensión.
 Editorial Limusa
 México
 1979.

- 3.-Fink Donald G. Standard Handbook for
 Electrical Engineers
 Editorial Mc Graw Hill
 Onceava Edición
 USA.

- 4.-Viqueira L. Jacinto Redes Eléctricas.
 Tomos 1 y 2
 Editorial Representaciones y
 Servicios de Ingeniería.
 México
 1973.

- 5.-Westinghouse Corp. Silent Sentinels.
 USA
 1958.

- 6.-RTE Corporation Product Digest
 USA
 1982.

- 7.-Westinghouse Corp. Manual de Alumbrado
 Editorial Dosat
 USA
 1980.

- 8.-Square D de Mexico Catalogo Compendiado No. 17.

- 9.-Condumex y Conelec. Catalogos
- 10.-Ostmeier Bernard F. Process Control By Distributed Intelligence.
The Foxboro Company.
Foxboro, Massachusetts, USA.
02035.
- 11.-Duda Walter H. Manual Tecnológico del Cemento.
Editores Técnicos Asociados,
S.A.
Barcelona, España.
1977.
- 12.-Electrostat Static D.C. Adjustable Speed Drive.
WER Industrial.
Grand Island, Nueva York.
1973.
- 13.-Mamdani and Sembi. Process Control Using Fuzzy Control.
Department of Electric and Electronic Engineering
Queen Mary College, University of London
Mile End Road, London E1 4NS
- 14.-Meta Russell J. Interesting Features of St. Marys Cement Company
I.E.E.E. Cement Industry Technical Conference
Toronto, Ontario, Canada.
Mayo 1980.
- 15.-Umbers and King An Analysis of Human Decision - Making in Cement Kiln Control and the Implications for Automation.
Warren Spring Laboratory
Stevenage, Herts, U.K.
Mayo 1979.

- 16.-Ablinger and Baden Design of a Cement Works with
Brown Boveri Control and
Monitoring Systems.
Brown Boveri Review.
Noviembre 1979.
- 17.-Justitz H. The structure of Control
Systems in Cement Works.
Brown Boveri Review.
Julio 1978.