

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество
АЛМАТИНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ ЭНЕРГЕТИКИ И СВЯЗИ

кафедра Электроснабжение промышленных предприятий

«Допущен к защите»
Заведующий кафедрой ЭПП
Бакенов К.А. к.т.н., доцент
(Ф.И.О., ученая степень, звание)
_____ « _____ » _____ 2014 г.
(подпись)

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

На тему: Анализ состояния системы забора тепловой энергии

Специальность 5B071800 - Электроэнергетика

Выполнил (а) Суккиров М. М. ЭЭН-10-3
(Фамилия и инициалы) группа

Научный руководитель _____
(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)

Консультанты:

по экономической части:

Валиева Л. Ш. к.т.н., доцент
(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)
Л. Ш. « 30 » мая 20 14 г.
(подпись)

по безопасности жизнедеятельности:

Саматова М. С. к.т.н., доцент
(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)
М. С. « 20 » мая 20 14 г.
(подпись)

по применению вычислительной техники:

(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)
« _____ » _____ 20 _____ г.
(подпись)

(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)
« _____ » _____ 20 _____ г.
(подпись)

Нормоконтролер: Живаева Анна Петровна
(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)
« _____ » _____ 20 _____ г.
(подпись)

Рецензент: _____
(Фамилия и инициалы, ученая степень, звание)
« _____ » _____ 20 _____ г.
(подпись)

Алматы 2014 г.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество
АЛМАТИНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ ЭНЕРГЕТИКИ И СВЯЗИ

Факультет Электроэнергетический
Специальность 5В071800 - Электроэнергетика
Кафедра Электроснабжение промышленных предприятий

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Студент Сундуров Махат Мамлагович
(фамилия, имя, отчество)

Тема проекта Электроснабжение завода черной металлургии

утверждена приказом ректора № 115 от «24» сентября 2013 г.

Срок сдачи законченной работы «__» _____ 20__ г.

Исходные данные к проекту требуемые параметры результатов проектирования (исследования) и исходные данные объекта

Питание может быть осуществлено от подстанции К, на
которой установлено два двухобмоточных трансформатора
мощностью до 63 МВА напряжением 110/10,5 кВ. Мощность
энергопотребления 600 МВА. Трансформаторы работают параллельно.
Расстояние от подстанции энергопотребления до завода 6 км
завод работает в три смены.

Перечень подлежащих разработке дипломного проекта вопросов или краткое содержание дипломного проекта:

Расчет электрических нагрузок до завода. Выбор типа
цеховых трансформаторов и компенсации реактивной
мощности на напряжении 0,4 кВ. Выбор схемы внешнего
электрообеспечения. Выбор оборудования U=10 кВ. специализация -
цеховая сталеплавильная печь, водоснабжение БНР и другое.

Аннотация

В данном дипломном проекте проектируется завод черной металлургии. Разработка проекта начинается с определения электрических нагрузок согласно "Руководящим указаниям" методом коэффициентов использования и максимума. Далее идет выбор числа и мощности трансформаторных подстанций и схемы электроснабжения предприятия в целом по результатам технико-экономических расчетов. Рационально выполненная современная система электроснабжения промышленного предприятия должна удовлетворять ряду требований, как экономичность и надежность, безопасность и удобства использования, возможность расширения производства минимальными изменениями схемы электроснабжения.

Так же, были рассмотрены вопросы безопасности жизнедеятельности и экономической целесообразности и выгоды данного проекта.

Annotation

In this degree project the plant of steel is designed. Project development begins with determination of electrical loadings according to "Guidelines" a method of utilization coefficients and a maximum. Further there is a choice of number and power of transformer substations and the diagram of electrical power supply of the enterprise as a whole by results of technical and economic calculations. Rationally executed modern system of electrical power supply of the industrial enterprise shall satisfy to a row of requirements, as profitability and reliability, safety and conveniences of maintenance, possibility of extension of production with the minimum changes of the diagram of electrical power supply.

As, safety issues of activity and economic feasibility and utility of this project were considered.

Аңдатпа

Бұл диплом жобасында қара металлургияның заводы жобаланады. Жобаны әзірлеу қажетке жарату коэффициенттері мен максимум "Басшылық нұсқау" әдісіне сәйкес электрлік жүктемелерді анықтаудан басталады. Бұдан әрі техникалық-экономикалық есептеулер нәтижесі бойынша негізінен трансформаторлық қосалқы станциялардың және кәсіпорынның электр жабдықтаулары сызбасының санын және қуатын таңдау жүреді. Өнеркәсіптік кәсіпорынды электрмен жабдықтаудың ұтымды атқарылған қазіргі жүйесі үнемділік және сенімділік, қауіпсіздік және пайдаланудағы қолайлылық, электр жабдықтаулары сызбасының минималды өзгерістерімен өндірістің кеңею мүмкіндігі сияқты талаптарын қанағаттандыру керек.

Сонымен қатар, тіршілік қауіпсіздігі және экономикалық мақсаттылық және осы жобаның тиімділігі сұрақтары қарастырылды.

Содержание

Введение	8
1. Технологический процесс производства цементного завода	9
1.2 Исходные данные к проекту	10
2. Расчет электрических нагрузок по заводу	11
2.1 Расчет осветительных нагрузок	11
2.2 Расчет электрических нагрузок по заводу	13
2.3 Выбор числа и мощности цеховых трансформаторов	17
2.4 Уточненный расчет электрических нагрузок по заводу	20
3. Выбор схемы внешнего электроснабжения	25
3.1 I Вариант	25
3.1.1 ЛЭП –110 кВ	26
3.1.2 Выбор выключателей и разъединителей на $U=115$ кВ	28
3.1.3 Расчет затрат на I вариант	29
3.2 II Вариант	31
3.2.1 ЛЭП –10,5 кВ	32
4. Выбор оборудования $U=10$ кВ	32
4.1 Расчет токов короткого замыкания на шинах ГПП и РП	32
4.2 Выбор выключателей	34
4.3 Выбор кабелей отходящих линий	37
4.4 Выбор выключателей нагрузок на ТП	39
4.5 Выбор автоматических выключателей на ТП	39
4.6 Выбор трансформаторов тока	39
4.7 Выбор трансформаторов напряжения	46
4.8 Выбор шин ГПП	47
4.9 Выбор изоляторов ГПП	47
5. Дуговая сталеплавильная печь	48
5.1 Общее описание дуговой электропечи	48
5.2 Electroды для дуговых печей	49
5.3 Угольные электроды	50
5.4 Графитированные электроды	51
5.5 Электрооборудование дуговых сталеплавильных печей	52
5.6 Короткие сети дуговых сталеплавильных печей	57
5.7 Определение полезной энергии для нагрева и расплавления металла	58
5.8 Электрический расчет печи	59
6. Безопасность жизнедеятельности	60
6.1 Анализ условий труда	60
6.2 Расчет системы вентиляции	61
6.3 Расчет вентиляции по удалению опилок	64
6.4 Расчет зануления электрооборудования	65
6.4.1 Расчет зануления участка механического цеха	67
7. Экономическая часть	71
7.1 Цель разработки проекта	71
7.2 Расчет капитальных вложений в строительство подстанции и ЛЭП	71

7.3 Определение ежегодных эксплуатационных издержек	73
7.4 Расчет себестоимости передачи электроэнергии	74
7.5 Определение NVP	74
Заключение	76
Список литературы	77

Введение

Дипломная работа по дисциплине «Проектирование систем электроснабжения» является самостоятельной работой студента по закреплению теоретического материала. В данной курсовой работе проектируется завод черной металлургии. Разработка проекта начинается с определения электрических нагрузок согласно "Руководящим указаниям" методом коэффициентов использования и максимума. Далее идет выбор числа и мощности трансформаторных подстанций и схемы электроснабжения предприятия в целом по результатам технико-экономических расчетов. Рационально выполненная современная система электроснабжения промышленного предприятия должна удовлетворять ряду требований, как экономичность и надежность, безопасность и удобства эксплуатации, возможность расширения производства минимальными изменениями схемы электроснабжения.

Задачей дипломной работы является расчета осветительных и электрических нагрузок по заводу, выбор числа и мощности цеховых трансформаторов, так же выбор выключателей, кабелей, автоматических выключателей, трансформаторов тока и напряжения, выбор шин и изоляторов ГПП. Произвести расчет экономической эффективности энергоснабжения цементного завода.

1 Технологический процесс производства завода черной металлургии

Добытую руду, отправляют на металлургический завод, где освобождают от пустой породы. Руду дробят, размалывают и засыпают ровным слоем на движущуюся ленту машины вместе с коксом. Когда руда вместе с коксом проходят через горелки зажигательного горца, кокс на ленте загорается. Это обеспечивает спекание руды и выгорание из нее серы и других примесей. Спекшаяся руда в хвостовом конце ленты ломается и падает в бункерные чаши, где тушится водой или продуванием воздуха [1].

В доменном цехе отмытую руду, кокс, известняк и доломит в определенных пропорциях скиповым подъемником загружают в доменную печь. Воздух для доменных печей производят в компрессорных цехах завода, которые в свою очередь работают от доменного газа, образующегося в доменных печах при выплавке чугуна. Вследствие горения кокса при интенсивной подаче в печь кислорода происходит восстановительная плавка. Расплавленный чугун, стекает в нижнюю часть печи, а легкий шлак, всплывающий поверх чугуна, периодически выпускают через летки. По специальным канавам на литейном дворе жидкий чугун и шлак стекают в ковши, установленные на железнодорожные тележки. В этих же ковшах чугун транспортируют в литейный цех или на разливочную машину, где чугун разливают в изложницы и затем извлекают в виде слитков [2].

Передел чугуна на сталь производят в мартеновском цехе. Процесс варки стали заключается в выжигании углерода и ряда других примесей таких как серы, фосфора и т.д.. Вследствие чего металл теряет хрупкость и приобретает упругость. Чтобы получить различные сорта стали при ее варке к ней добавляют хром, никель, марганец. Готовую сталь выпускают в ковши и разливают на слитки в изложницы. Из изложниц стальные слитки до 10—15 т поступают в обжимные станы называемые слябингами. Обжим изменяет внутреннюю структуру металла, в свою очередь слитки получают определенную внешнюю форму, становясь заготовками. Данные заготовки отправляют в прокатные станы, где из них прокатывают металл нужного профиля и размера. После чего заготовки попадают в прессовый цех, где в конечном итоге выходят прессованными полуфабрикатами.

Также завод имеет деревообрабатывающий цех который производит деревянные опоры для производственных объектов [1].

1.2 Исходные данные к проекту

Питание может быть осуществлено от подстанции энергосистемы, на которой установлено два двухобмоточных трансформатора мощностью по 63 МВА напряжением 110/10,5 кВ. Мощность энергосистемы 800 МВА. Трансформаторы работают раздельно. Расстояние от подстанции энергосистемы до фабрики 6 км. Завод работает в три смены.

Таблица 1 - Электрические нагрузки по фабрике.

Наименование	Кол-во ЭП, n	Установленная мощность	
		Одного ЭП, P _н	ΣP_n
1.Склад сырья	10	1-20	100
2.Заводоуправление	40	1-30	300
3.Столовая	50	1-50	450
4.Гараж	30	1-40	180
5.Прессовый цэх	40	5-50	600
6.Цэх литейный			
а)0,4кВ	200	1-100	7000
б)ДСП	2	5000	10000
7.Древообработ. цэх	40	1-20	360
8.Компрессорная			
а)0,4кВ	15	10-80	350
б)СД 10кВ	4	1500	6000
9.Насосная станция			
а)0,4кВ	10	10-80	400
10.Цэх холодного проката			
а)0,4кВ	300	1-150	10000
11.Цэх горячего проката			
а)0,4кВ	300	1-100	9000
12.Слябинг	100	10-250	6000
13.Доменный цэх	200	10-250	10000
14.Мартеновский цэх	200	10-250	6500

2 Расчет электрических нагрузок по заводу

2.1 Расчет осветительной нагрузки

Расчет осветительной нагрузки при определении нагрузки предприятия производим упрощенным методом по удельной плотности осветительной нагрузки на квадратный метр производственных площадей и коэффициенту спроса.

По этому методу расчетная осветительная нагрузка принимается равной средней мощности освещения за наиболее загруженную смену и определяется по формуле [3]:

$$P_{po} = K_{co} \times P_{yo}, \text{ кВт}$$

$$Q_{po} = \text{tg}\varphi_o \times P_{po}, \text{ квар,}$$

где K_{co} – коэффициент спроса по активной мощности осветительной нагрузки;

$\text{tg}\varphi_o$ - коэффициент реактивной мощности, определяется по $\cos\varphi$;

P_{yo} – установленная мощность приемников освещения по цеху, определяется по удельной осветительной нагрузке на 1 м^2 поверхности пола известной производственной площади [3]:

$$P_{yo} = \rho_o \times F, \text{ кВт.}$$

где F -площадь производственного помещения, которая определяется по генеральному плану завода, в м^2 ;

ρ_o – удельная расчетная мощность.

Все расчетные данные заносятся в таблицу 2.1.

Таблица 2.1-Расчет осветительной нагрузки.

№	Наименование производственного помещения	Размеры помещения	Площадь помещен. м2	Уд. осв. нагрузка ро кВт/м2	Коэффициент спроса Кс	Уст. мощн. осв. Р _{уо} кВт	Расчетная осветительная нагрузка		cosφ	tgφ
							Р _{ро} , кВт	Q _{ро} , кВт		
1	Склад сырья	80x105	8400,00	0,010	0,60	100,00	50,40	0,00	1,00	0,00
2	Заводоуправление	150x35	5250,00	0,020	0,90	300,00	94,50	0,00	0,90	0,48
3	Столовая	80x35	2800,00	0,020	0,90	450,00	50,40	0,00	0,90	0,48
4	Гараж	50x25	1250,00	0,015	0,80	180,00	15,00	0,00	1,00	0,00
5	Прессовый цех	55x25	1375,00	0,014	0,80	600,00	15,40	7,46	0,90	0,48
6	Цех литейный									
	а)0,4кВ	175x50	8750,00	0,015	0,80	7000,00	105,00	50,85	0,90	0,48
7	Деревообработ. Цех	35x70	2450,00	0,014	0,80	360,00	27,44	13,29	0,90	0,48
8	Компрессорная									
	а)0,4кВ	80x36	2080	0,013	0,70	350,00	18,93	0,00	1,00	0,00
9	Насосная станция									
	а)0,4кВ	95x36	3325	0,013	0,70	400,00	30,26	0,00	1,00	0,00
10	Цех холодного проката									
	а)0,4кВ	80x300	2400,00	0,015	0,80	10000,00	28,80	13,95	0,90	0,48
11	Цех горячего проката									
	а)0,4кВ	190x100	19000,00	0,015	0,80	9000,00	228,00	110,43	0,90	0,48
12	Слябинг	125x135+140x50	17575,00	0,014	0,80	6000,00	196,84	95,33	0,90	0,48
13	Доменный цех	190x140	26600,00	0,014	0,80	10000,00	297,92	144,29	0,90	0,48
14	Мартеновский цех	275x65	17875,00	0,016	0,80	6500,00	228,80	110,81	0,90	0,48
15	Территория	110x600	540870,00	0,001	1		270,44	130,98	0,90	0,48

2.2 Расчет электрических нагрузок по фабрике

Расчет электрических нагрузок напряжением до 1 кВ по цехам фабрики производим также методом упорядоченных диаграмм упрощенным способом. Результаты расчета силовых и осветительных нагрузок по цехам сведены в таблицу 2.2 – Расчет силовой нагрузки напряжением 0,4кВ.

Для построения картограммы нагрузок предприятия:

$$R = \sqrt{\frac{P_p}{m \cdot \pi}} \quad \alpha = \frac{P_{po}}{P_p} \cdot 360^\circ$$

где R – радиус окружности;

α – угол сектора;

m – масштаб для определения площади круга, равный 0.05

Для механического цеха найдем:

Количество электроприемников – n;

Номинальные мощности приемников – P_n ;

Суммарную номинальную мощность ΣP_n ;

По следующим формулам:

$$P_{н1} = P_n \cdot \cos \varphi; \quad P_{н2} = P_n \cdot \cos \varphi \cdot \sqrt{PB}$$

Таблица 2.2 – Расчет электрических нагрузок по цехам, U=0.4кВ

Номера цехов	Наименования	n	P _{min} P _{max} ,кВ т	P _y	m	K _и	Cosφ/ Tgφ	P _{см}	Q _{см}	n _э	K _м	P _p	Q _p	S _p	I _p
1	2	3	4	6	7	8	9	11	12	13	14	15	16	17	18
1.Склад сырья	а)силовая	10	1-20	100	>3	0,25	0,60/1,3 3	25	33,33	10	1,8 4	46,00	33,33	56,81	82,00
	б)осветительная											50,40	0,00	50,40	72,75
	Итого											96,40	33,33	102,00	147,23
2.Заводоуправ	а)силовая	40	1-30	300	>3	0,40	0,90/0,4 8	120	58,12	20	1,1 5	138,00	58,12	149,74	216,14
	б)осветительная											94,50	45,77	105,00	151,56
	Итого											232,50	103,89	254,65	367,57
3.Столовая	а)силовая	50	1-50	450	>3	0,40	0,90/0,4 8	180	87,18	18	1,1 4	205,20	87,18	222,95	321,81
	б)осветительная											50,40	24,41	56,00	80,83
	Итого											255,60	111,59	278,90	402,56
4.Гараж	а)силовая	30	1-40	180	>3	0,30	0,75/ 0,88	54	37,80	9	1,2 4	66,96	37,80	76,89	110,99
	б)осветительная											15,00	0,00	15,00	21,65
	Итого											81,96	37,80	90,26	130,28
5.Прессовый цэх	а)силовая	40	5-50	600	>3	0,50	0,7/ 1,02	300	306,06	24	1,1 3	339,00	306,06	456,72	659,24
	б)осветительная											15,40	7,46	17,11	24,70
	Итого											354,40	313,52	473,17	682,99
6.Цэх литейный															
а)0.4 кВ	а)силовая	20 0	1-100	7000	>3	0,45	0,8/ 0,75	3150	2362,5	14 0	1,0 5	3307,50	2362,50	4064,60	5866,91
	б)осветительная											105,00	50,85	116,67	168,40
	Итого											3412,50	2413,35	4179,65	6032,97
б)ДСП	Силовая	2	5000	1000 0	<3	0,7	0,9/0,48	7000	3390,2 5	4	1,6 5				
7.Древообрабатыва ющий цэх	а)силовая	40	1-20	360	>3	0,30	0,6/ 1,33	68	79,5	17	1,2 7	128,52	144,00	193,01	278,60
	б)осветительная											27,44	13,29	30,49	44,01
	Итого											155,96	157,29	221,50	319,72

Продолжение таблицы 2.2

Номера цехов	Наименования	n	P _{min} P _{max} ,кВ т	P _y	m	Kи	Cosφ/ T _{гр}	P _{см}	Q _{см}	пэ	Kм	P _p	Q _p	S _p	I _p
1	2	3	4	6	7	8	9	11	12	13	14	15	16	17	18
8.Компрессорная															
а)0.4 кВ	а)силовая	15	10-80	350	>3	0,60	0,8/ 0,75	210	157,5	9	1,1 8	247,80	157,50	293,62	423,81
	б)осветительная											18,93	0,00	18,93	27,32
	Итого											266,73	157,50	309,76	447,11
б)СД 10кВ		4	1500	6000	<3	0,70	0,8/0,75	4200	3150	4	1,2 3				
9.Насосная															
а)0.4 кВ	а)силовая	15	10-80	400	>3	0,60	0,7/ 1,02	240	244,85	10	1,2 6	302,40	244,85	389,10	561,63
	б)осветительная											30,26	0,00	30,26	43,67
	Итого											332,66	244,85	413,05	596,21
10.Цэх холодного проката															
а)0.4 кВ	а)силовая	30 0	1-150	1000 0	>3	0,45	0,8/ 0,75	4500	3375,00	13 3	1,0 5	4725,00	3375,00	5806,57	8381,31
	б)осветительная											28,80	13,95	32,00	46,19
	Итого											4753,80	3388,95	5838,11	8426,84
11.Цэх горячей прокатки															
а)0.4 кВ	а)силовая	300	1-100	9000	>3	0,60	0,8/ 0,75	5400	4050,00	18 0	1,0 5	5670,00	4050,00	6967,8 8	10057,57
	б)осветительная											228,00	110,43	253,33	365,67
	Итого											5898,00	4160,43	7217,7 2	10418,19
12.Слябинг	а)силовая	100	10-250	6000	>3	0,50	0,75/ 0,88	3000	2250,00	48	1,0 8	3240,00	2250,00	3944,6 3	5693,75
	б)осветительная											196,84	95,33	218,71	315,69
	Итого											3436,84	2345,33	4160,8 2	6005,81

Окончание таблицы 2.2

Номера цехов	Наименования	n	P _{min} P _{max} ,кВ т	P _y	m	Ки	Cosφ/ Tgφ	P _{см}	Q _{см}	nэ	Км	P _p	Q _p	S _p	I _p
1	2	3	4	6	7	8	9	11	12	13	14	15	16	17	18
13.Доменный цэх	а)силовая	200	10-250	10000	>3	0,45	0,75/0,8 8	4500	3968,63	80	1,0 5	4725,00	3968,63	6170,5 4	8906,68
	б)осветительная											297,92	144,29	331,02	477,80
	Итого											5022,92	4112,92	6491,9 8	9370,64
14.Мартеновский цэх	а)силовая	200	10-250	6500	>3	0,45	0,75/0,8 8	2925	2579,61	52	1,0 5	3071,25	2579,61	4010,8 5	5789,34
	б)осветительная											228,80	110,81	254,22	366,95
	Итого											3300,05	2690,42	4257,7 8	6145,76
15. Территория	осветительная											270,44	130,98	300,48	433,72
Итого												27870,7 5	20271,17	34289,3 6	49493,89

2.3 Выбор числа цеховых трансформаторов и компенсация реактивной мощности на напряжение 0,4 кВ

Правильное определение числа и мощности цеховых трансформаторов возможно только путем технико-экономических расчетов с учетом следующих факторов: категории надежности электроснабжения потребителей; компенсации реактивных нагрузок на напряжении до 1кВ; перегрузочной способности трансформаторов в нормальном и аварийном режимах; шага стандартных мощностей; экономичных режимов работы трансформаторов в зависимости от графика нагрузки [3].

Данные для расчета:

$$P_{p0,4}=27870,75 \text{ кВт};$$

$$Q_{p0,4}= 20271,17 \text{ квар};$$

$$S_{p0,4}= 34289,36 \text{ кВА}.$$

Завод черной металлургии относится ко 2 категории потребителей, завод работает в три смены, следовательно, коэффициент загрузки трансформаторов $K_{зтр}=0,8$. Принимаем трансформатор мощностью $S_{нт}=2500$ кВА.

Для каждой технологически концентрированной группы цеховых трансформаторов одинаковой мощности минимальное их число, необходимое для питания наибольшей расчетной активной нагрузки, рассчитывается по формуле [2]:

$$N_{т \text{ min}} = \frac{P_{p0,4}}{K_3 \times S_{нт}} + \Delta N = \frac{27870,75}{0,8 \times 2500} = 13,93 + 0,07 = 14$$

где $P_{p0,4}$ – суммарная расчетная активная нагрузка;

k_3 – коэффициент загрузки трансформатора;

$S_{нт}$ – принятая номинальная мощность трансформатора;

ΔN – добавка до ближайшего целого числа

Экономически целесообразное число трансформаторов определяется по формуле [3]:

$$N_{т.э} = N_{\text{min}} + m,$$

где m – дополнительное число трансформаторов.

$N_{т.э}$ - определяется удельными затратами на передачу реактивной мощности с учетом постоянных составляющих капитальных затрат $Z_{п/ст}^* = 0,5$; $k_3 = 0,8$; $N_{\text{min}} = 14$; $\Delta N = 0,07$.

Тогда из справочника по кривым определяем m , для нашего случая $m = 0$, значит $N_{т.э} = 14$ трансформаторов.

По выбранному числу трансформаторов определяют наибольшую реактивную мощность Q_1 , которую целесообразно передать через трансформаторы в сеть напряжением до 1 кВ, определяется по формуле [3]:

$$Q_1 = \sqrt{(N_{ТЭ} \times S_{НТ} \times K_3^2) - P_{р0,4}^2} = \sqrt{(14 \times 2500 \times 0.8)^2 - 27870.75^2} = 2687.25 \text{ квар.}$$

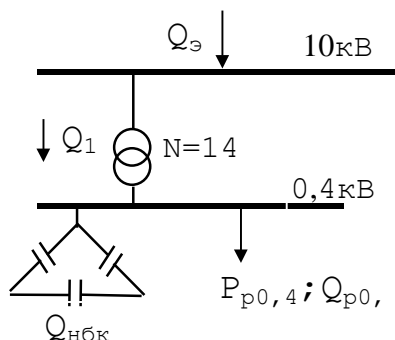


Рисунок 2.1.

Из условия баланса реактивной мощности на шинах 0,4 кВ определим величину $Q_{НБК1}$ [3]:

$$Q_{НБК1} + Q_1 = Q_{р0,4},$$

Отсюда

$$Q_{НБК1} = Q_{р0,4} - Q_1 = 20271,17 - 2687,25 = 17529,92 \text{ квар}$$

Дополнительная мощность $Q_{НБК2}$ НБК для данной группы трансформаторов определяется по формуле:

$$Q_{НБК2} = Q_{р0,4} - Q_{НБК1} - \gamma \times N_{ТЭ} \times S_{НТ}$$

Принимаем для простоты $Q_{НБК2} = 0$,

Определим мощность одной батареи конденсаторов, приходящуюся на каждый трансформатор [3]:

$$Q_{НБК\text{ тп}} = \frac{Q_{НБК}}{N_{ТЭ}} = \frac{17529.92}{14} \approx 1252.14 \text{ квар.}$$

На основании расчетов, полученных в данном пункте 2.3. составляется таблица 2.3. - Распределение нагрузок цехов по ТП, в которой показано распределение низковольтной нагрузки по цеховым ТП.

Таблица 2.3. - Распределение низковольтной нагрузки по цеховым ТП

№ ТП S.н.тр, Qнбк	№ цехов	Pp 0,4	Qp 0,4	Sp 0,4	Kз
ТП1 (2x2500) Sn.тр=2x2500=5000кВА Qнбк=2x(600+450+300)=2700квар Итого	7	155,96	157,29		
	9	332,66	244,85		
	6	3412,5	2413,35		
		3900,92	2815,49		
			-2700		
		3900,92	115,49	3902,62	0,78
ТП2-3 (3x2500) ΣSn.тр=3x2500=4050кВА Qнбк=3x(600+450+300)=7500квар Итого	8	266,73	157,50,		
	2	232,5	58,12		
	3	255,6	87,18		
	5	354,4	313,52		
	10	4753,8	3388,95		
	освещ	270,44	130,98,		
		6133,47	4136,25		
			-4050		
	6133,47	86,25	6134	0,81	
ТП4-5(3x2500) ΣSn=3x2500=7500кВА Qнбк=3x(600+450+300)=4050квар Итого	11	5898	4160,43		
	1	96,4	33,33		
	4	87,96	37,8		
		6082,36	4231,56		
			-4050		
	6082,36	181,56	6085	0.81	
ТП6-7 (3x2500) ΣSn=6x2500=15000кВА Qнбк=6x(600+450+300)=8100квар Итого	12	3436,84	2345,33		
	13	5022,92	4112,92		
	14	3300	2690,42		
		11761,76	9148,67		
			-8100		
	11761,76	1048,67	11808,27	0,79	

2.4 Уточненный расчет электрических нагрузок по заводу

Определение потерь мощности в ТП [3].

Выбираем трансформаторы ТМН-2500-10/0.4

$U_B=10\text{kВ}$, $U_H=0.4\text{kВ}$, $\Delta P_{xx}=1,6\text{ кВт}$, $\Delta P_{кз}=12,4\text{ кВт}$, $I_{xx}=2\%$, $U_{кз}=6\%$

ТП1:
K₃=0,78
N=2

$$\Delta P_m = (1.6 + 12.4 \cdot 0.78^2) \cdot 2 = 18 \text{ кВт}$$

$$\Delta Q_m = 0.01 \cdot (2 + 6 \cdot 0.78^2) \cdot 2 \cdot 2500 = 282.52 \text{ квар}$$

ТП2-3:
K₃=0.81
N=3

$$\Delta P_m = (1.6 + 12.4 \cdot 0.81^2) \cdot 3 = 29.2 \text{ кВт}$$

$$\Delta Q_m = 0.01 \cdot (2 + 6 \cdot 0.81^2) \cdot 3 \cdot 2500 = 445.24 \text{ квар}$$

ТП4-5:
K₃=0.81
N=3

$$\Delta P_m = (1.6 + 12.4 \cdot 0.81^2) \cdot 3 = 29.2 \text{ кВт}$$

$$\Delta Q_m = 0.01 \cdot (2 + 6 \cdot 0.81^2) \cdot 3 \cdot 2500 = 445.24 \text{ квар}$$

ТП 6-7:
K₃=0.79
N=6

$$\Delta P_m = (1.6 + 12.4 \cdot 0.79^2) \cdot 6 = 56.03 \text{ кВт}$$

$$\Delta Q_m = 0.01 \cdot (2 + 6 \cdot 0.79^2) \cdot 6 \cdot 2500 = 861.69 \text{ квар}$$

Суммарные потери в трансформаторах [3]:

$$P_{1-14} = 18 + 29,2 + 29,2 + 56,03 = 132,44 \text{ кВт}$$
$$\Sigma Q_{1-14} = 282,52 + 445,24 + 445,24 + 861,69 = 2034,7 \text{ квар}$$

Определение расчетной мощности синхронных двигателей
Для компенсации реактивной мощности на стороне ВН используем СД
8-го цеха.

$$P_{н\text{СД}} = 1500 \text{ кВт}; \cos \varphi = 0,8; N_{\text{СД}} = 4; k_3 = \beta = 0.85.$$

$$P_{р\text{СД}} = P_{н\text{СД}} \times N_{\text{СД}} \times k_3 = 1500 \times 4 \times 0.85 = 5100 \text{ кВт}.$$

$$Q_{p\text{сд}} = P_{p\text{сд}} \times \operatorname{tg} \varphi = 5100 \times 0,75 = 3825 \text{ квар.}$$

$$S_{p\text{сд}} = P_{p\text{сд}} / \cos \varphi = 5100 / 0,8 = 6375 \text{ квар.}$$

Определение расчетной мощности ДСП

Дуговая сталеплавильная печь на 12 тонн. ДСП-12М2

ЭТЦПК-2500/10-74У3; $S_n = 5000$ кВА; $\cos \varphi = 0,88$; $N = 2$; $k_3 = 0.75$.

Определим расчетные мощности для ДСП:

$$P_{p\text{ДСП}} = P_n \times N \times k_3 = 5000 \times 2 \times 0.75 = 7500 \text{ кВт};$$

$$Q_{p\text{ДСП}} = P_{p\text{ДСП}} \times \operatorname{tg} \varphi = 7500 \times 0,54 = 4050 \text{ квар.}$$

Потери в трансформаторе ЭТЦПК:

$$\Delta P_{p\text{ДСП}} = 0,02 \times 5000 \times 2 = 200 \text{ кВт};$$

$$\Delta Q_{p\text{ДСП}} = 0,10 \times 5000 \times 2 = 1000 \text{ квар.}$$

Расчет компенсации реактивной мощности на шинах 10 кВ ГПП

Составим схему замещения, показанную на рисунке 2.2.

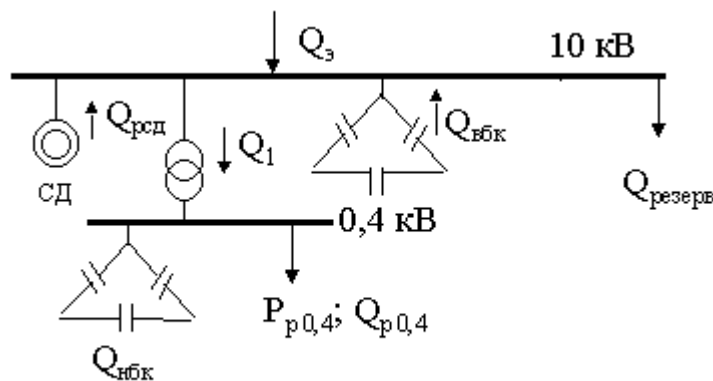


Рисунок 2.2 – Схема замещения

Резервная мощность [3]:

$$Q_{рез} = 0.15 \times \Sigma Q_{расч} = 0.15 \times (Q_{p0,4} + \Delta Q_T) = 0.15 \times (20271,17 + 2034,7) = 3345,35 \text{ кВар.}$$

Мощность, поступающая от энергосистемы []:

$$Q_3 = 0.25 \times \Sigma P_p = 0.25 \times (P_{p0,4} + \Delta P_T + P_{сд})$$

$$Q_3 = 0.25 \times (27870,75 + 132,44 + 5100) = 8275,79 \text{ квар.}$$

Мощность ВБК определим из условия баланса реактивной мощности [3]:

$$Q_{ВБК} = Q_{p0,4} + \Delta Q_T + Q_{рез} - Q_3 - Q_{сд} - Q_{НБК}$$

$$Q_{ВБК} = 20271,17 + 2034,7 + 3345,35 - 8275,79 - 5100 - 17513,74 = -5328,9 \text{ квар.}$$

ВБК не выбираем

Уточненный расчет электрических нагрузок по заводу приведены в таблице 2.5 - Уточненный расчет нагрузок по заводу.

Таблица 2.5 - Уточненный расчет электрических нагрузок по заводу.

№ ТП	№ цехов	Количество во ЭП	Установленная мощность		Ки	Средняя нагрузка за макс.загр.см.		пэ	Км	Расчетная мощность			Кз	
			Pmin/Pmax кВт	Общая $\sum P_n$ кВт		Pсм кВт	Qсм квар			Pp	Qp	Sp		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
ТП1 2x2500	7	40	1-20	360		108	157,29							
	6	200	1-100	7000		3150	2413,35							
	9	10	10-80	400		240	244.85							
		250	1-100	7760	0,45	3498	2815.49	155	1,05	3672,9	2815,49			
											162,7	259,61		
											-2700			
силовая											3835,6	375,1	3853,9	0.77
осветительная														
Qнбк														
Итого														
ТП2-3 3x2500	2	40	1-30	300		120	58.12							
	3	50	1-50	450		180	87.18							
	5	40	5-50	600		300	313.52							
	10	300	1-150	10000		4500	3388.95							
	8	15	10-80	350		210	157,5							
		445	1-150	11700	0.5	5310	4005.27	156	1,01	5363.1	4005.27			
											208.03	91.59		
										270,44	130.98			
											-4050			
Итого											5841.57	177.84	5844.27	0.77

Окончание таблицы 2.5

№ ТП	№ цехов	Количество во ЭП	Установленная мощность		Ки	Средняя нагрузка за макс.загр.см.		пэ	Км	Расчетная мощность			Кз
			Pmin/P max кВт	Общая ∑Pн кВт		Pсм кВт	Qсм квар			Pp	Qp	Sp	
ТП4-5 3x2500 силовая осветительная Qнбк	11	300	1-10	9000		5400	4160.43						
	1	10	1-20	100		25	33.33						
	4	30	1-40	180		54	37.80						
		340	1-40	9280	0.5	5479	4231.56	232	1.01	5533.79	4231.56		
										293.4	110.43		
											-4050		
Итого										5827.19	291.5	5834.5	0.77
ТП6-7 6x2500 силовая осветительная Qнбк	12	100	10-250	6000		3000	2345.33						
	13	200	10-250	10000		4500	4112.92						
	14	200	10-250	6500		2925	2690.42						
		500	10-250	22500	0.46	10425	9148.67	189	1,01	10529,25	9148.67		
										723,56	1386,22		
Итого											-8100		
										11252,81	2434,89	11513,24	0,76
Итого на шинах 0,4кВ										26757,17	3693.73		
Потери в трансф. -х										132,44	2034,7		
Итого нагр. 0,4кВ привед										26889,61	5728.43		
Синхронные двигатели	8	4	1500	6000						5100	-3825		
ДСП	6	2	5000	10000						7500	4050		
Потери в тр-х ДСП										200	1000		
Итого										39689,6	6953,43	40294,1	

3 Выбор схемы внешнего электроснабжения

Питание может быть осуществлено от подстанции энергосистемы, на которой установлено два трансформатора мощностью по 63 МВА напряжением 115/10,5 кВ. Мощность системы 800 МВ·А. Расстояние от подстанции до фабрики 6 км. Завод работает в три смены. Стоимость электроэнергии 4 тг/кВтч. Завод работает в три смены. 1у.е.=152тг.

Для технико-экономического сравнения вариантов электроснабжения завода рассмотрим три варианта:

1. I вариант – ЛЭП 115 кВ.
2. II вариант – ЛЭП 10,5 кВ

3.1 I Вариант

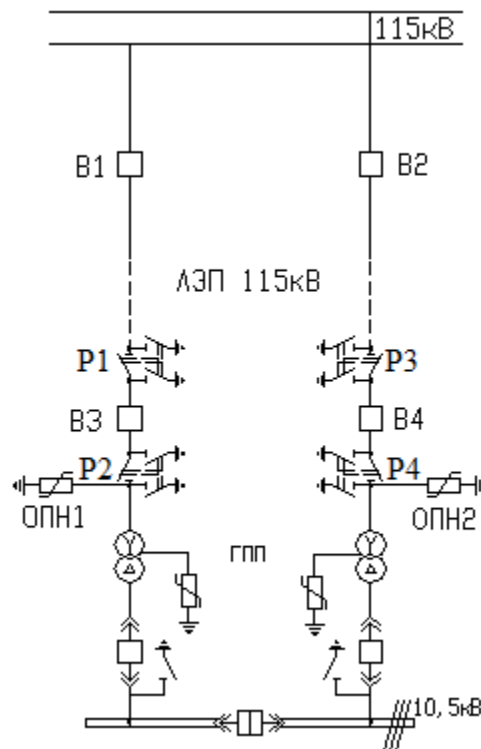


Рисунок 3.1. I вариант схемы электроснабжения.

Выбираем электрооборудование по I варианту.

1. Выбираем трансформаторы ГПП [3]:

$$S = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2} = \sqrt{39689.6^2 + 6953.43^2} = 40294.1 \text{ кВА}$$

Выбираем два трансформатора мощностью 25000 кВА.

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = \frac{S_p}{2 \cdot S_H} = \frac{40294.1}{2 \cdot 25000} = 0.8$$

Паспортные данные трансформатора:

Тип т-ра ТРДН –25000/110/10,5;

$S_H=25000$ кВА, $U_{BH}=110$ кВ, $U_{HH}=10.5$ кВ, $\Delta P_{XX}=25$ кВт, $\Delta P_{K3}=120$ кВт,

$U_{K3}=10,5\%$, $I_{XX}=0,65\%$.

Потери мощности в трансформаторах [3]:

активной:

$$\Delta P_{mznn} = 2 \cdot (\Delta P_{XX} + \Delta P_{K3} \cdot K_3^2) = 2 \cdot (0.65 + 120 \cdot 0.8^2) = 162.7 \text{ кВт}$$

реактивной:

$$\Delta Q_{mznn} = 0.02 \cdot (I_{XX} \cdot S_H + U_{K3} \cdot S_H \cdot K_3^2)$$

$$\Delta Q_{mznn} = 0.02 \cdot (0.0065 \cdot 25000 + 0.105 \cdot 25000 \cdot 0.8^2) = 38.551 \text{ квар}$$

Потери энергии в трансформаторах.

При двухсменном режиме работы $T_{вкл}=6000$ ч. $T_{макс}=6000$ ч. Тогда время максимальных потерь [3]:

$$\tau = (0.124 + T_m \cdot 10^{-4})^2 \cdot 8760 = (0.124 + 6000 \cdot 10^{-4})^2 \cdot 8760 = 4592 \text{ ч.}$$

Потери активной мощности в трансформаторах [3]:

$$\Delta W = 2(\Delta P_{XX} \times T_{вкл} + \Delta P_{K3} \times \tau \times K_3^2)$$

$$\Delta W = 2(25 \times 6000 + 120 \times 4592 \times 0.8^2) = 1041038.592 \text{ кВтч}$$

3.1.1 ЛЭП –110 кВ

Полная мощность, проходящая по ЛЭП [3]:

$$S_{лэп} = \sqrt{\left(P_p + \Delta P_{mznn} \right)^2 + Q_p^2} = \sqrt{(39689.6 + 132.44)^2 + 6953.43^2} = 40424.56 \text{ кВА}$$

Расчетный ток, проходящий по одной линии [3]:

$$I_p = \frac{S_{лэп}}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{40424.56}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 110} = 106 \text{ A}$$

Ток аварийного режима:

$$I_a = 2 \times I_p = 2 \times 106 = 212 \text{ A}$$

По экономической плотности тока определяем сечение проводов:

$$F = \frac{I_p}{j} = \frac{106}{1.1} = 96 \text{ мм}^2$$

где $j=1 \text{ A/мм}^2$ экономическая плотность тока при $T_M=6000\text{ч}$ и алюминиевых проводах.

Принимаем провод АС –120/19 с $I_{\text{доп}}=390\text{A}$.

Проверим выбранные провода по допустимому току.

При расчетном токе [3]:

$$I_{\text{доп}} = 390 \text{ A} > I_p = 106 \text{ A}$$

При аварийном режиме [3]:

$$I_{\text{доп ав}} = 1,3 \times I_{\text{доп}} = 1,3 \times 390 = 507 \text{ A} > I_{\text{ав}} = 212 \text{ A}$$

Потери электроэнергии в ЛЭП [3]:

$$\Delta W_{\text{лэп}} = 2 \cdot 3 \cdot I_p^2 \cdot R \cdot 10^{-3} \cdot \tau = 2 \cdot 3 \cdot 106^2 \cdot 1.46 \cdot 10^{-3} \cdot 4592 = 479232 \text{ кВтч}$$

где $R=r_0 \times L=6 \times 0.244=1.46 \text{ Ом}$,

где $r_0=0.244 \text{ Ом/км}$ - удельное сопротивление сталеалюминиевого провода сечением 120 мм^2 , $l=6 \text{ км}$ - длина линии.

3.1.2 Выбор выключателей и разъединителей на U=115 кВ

Перед выбором аппаратов составим схему замещения и рассчитаем ток короткого замыкания в о.е. [3].

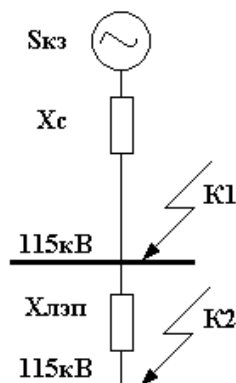


Рисунок 3.2 – Схема замещения

$$S_6 = 1000 \text{ МВА}; U_6 = 115 \text{ кВ.}$$

$$x_c = S_6 / S_c = 1000 / 800 = 1,25 \text{ о.е.},$$

$$I_6 = \frac{S_6}{\sqrt{3} \times U_H} = \frac{1000}{\sqrt{3} \times 110} = 5,2 \text{ кА};$$

$$X_L = X_0 \cdot L \cdot \frac{S_6}{U_{cp}^2} = 0,4 \cdot 6 \cdot \frac{1000}{115^2} = 0,18 \text{ о.е.}$$

$$Ik1 = \frac{I_6}{X_c} = \frac{5,2}{1,25} = 4,16 \text{ кА};$$

$$iy = \sqrt{2} \cdot K_y \cdot Ik1 = \sqrt{2} \cdot 1,8 \cdot 4,16 = 10,5 \text{ кА}$$

$$Ik2 = \frac{I_6}{X_c + X_L} = \frac{5,2}{0,25 + 0,18} = 3,6 \text{ кА};$$

$$iy = \sqrt{2} \cdot K_y \cdot Ik2 = \sqrt{2} \cdot 1,8 \cdot 3,6 = 9,2 \text{ кА}$$

Выбираем выключатели В1–2, Р1–4 по аварийному току трансформаторов ЭС. Примем, что мощность по двум вторичным обмоткам трансформатора распределена поровну, поэтому мощность аварийного режима равна $2 \times 20 = 40$ МВА.

Выбираем выключатели В1 и В2

Выключатель HCF-1012

$$I_{ном} = 1600 \text{ А} > I_{ав} = 1510 \text{ А};$$

$$I_{откл} = 63 \text{ кА} > Ik1 = 4,16 \text{ кА};$$

$$I_{дин} = 170 \text{ кА} > iy = 10,5 \text{ кА};$$

$$I_{терм} = 63 \text{ кА} > Ik1 = 4,16 \text{ кА};$$

Выбираем разъединители P1-4

Разъединитель S2DA-123

$$\begin{aligned} I_{ном} &= 1600 \text{ А} > I_{ав} = 1510 \text{ А}; \\ I_{откл} &= 63 \text{ кА} > I_{к1} = 4,16 \text{ кА}; \\ I_{терм} &= 63 \text{ кА} > I_{к1} = 4,16 \text{ кА}; \\ I_{дин} &= 160 \text{ кА} > i_y = 10,5 \text{ кА}; \end{aligned}$$

Выбираем выключатели В3 и В4

Выключатель HCF-1012

$$\begin{aligned} I_{ном} &= 1600 \text{ А} > I_{ав} = 1510 \text{ А}; \\ I_{откл} &= 6,3 \text{ кА} > I_{к2} = 3,6 \text{ кА}; \\ I_{пред} &= 170 \text{ кА} > i_y = 9,2 \text{ кА}; \\ I_{терм} &= 6,3 \text{ кА} > I_{к2} = 3,6 \text{ кА}; \end{aligned}$$

Выбираем разъединители P5-8

Разъединитель S2DA-123

$$\begin{aligned} I_{ном} &= 630 \text{ А} > I_{ав} = 40 \text{ А}; \\ I_{терм} &= 40 \text{ кА} > I_{к2} = 3,64 \text{ кА}; \\ I_{дин} &= 100 \text{ кА} > i_y = 9,26 \text{ кА}; \end{aligned}$$

Выбираем ограничители перенапряжений ОПН-220У1

3.1.3 Расчет затрат на I вариант

Затраты на выключатели В1-2:

$$K_{В1-2} = 2 \times 10310 \times 152 = 3134270 \text{ тг.}$$

Затраты на разъединители P1-4:

$$K_{P1-4} = 4 \times 740 \times 152 = 449920 \text{ тг.}$$

Затраты на выключатели В3-4:

$$K_{В3-4} = 2 \times 10310 \times 152 = 3134240 \text{ тг.}$$

Затраты на разъединители P5-8:

$$K_{P5-8} = 4 \times 740 \times 152 = 449920 \text{ тг.}$$

Затраты на ограничители перенапряжений ОПН1-2:

$$K_{\text{ОПН1-2}}=2 \times 1430 \times 152=434720 \text{ тг.}$$

Затраты на тр ГПП:

$$K_{\text{тр ГПП}}=2 \times 120000 \times 152=36480000 \text{ тг.}$$

Затраты на оборудование:

$$K_{\text{об}}=K_{\text{В1-2}}+K_{\text{Р1-4}}+K_{\text{В3-4}}+K_{\text{Р5-8}}+K_{\text{ОПН1-2}}+K_{\text{тр ГПП}}$$
$$K_{\text{об}}=3134240+449920+3134240+449920+434720+36480000=44083040.$$

Затраты на ЛЭП на двухцепной стальной опоре:

$$K_{\text{уд}}=21600 \text{ у.е./км.}$$
$$K_{\text{ЛЭП}}=4 \times L \times K_{\text{уд}}=4 \times 6 \times 21600=518400 \times 152=78796800 \text{ тг.}$$

Суммарные затраты на оборудование первого варианта:

$$K_{\Sigma 1}=K_{\text{об}}+K_{\text{ЛЭП}}=78796800+44083040=122879840 \text{ тг.}$$

Определим издержки

Издержки на эксплуатацию ЛЭП:

$$I_{\text{экс ЛЭП}}=0.004 \times K_{\text{ЛЭП}}=0.004 \times 78796800=315187,2 \text{ тг.}$$

Амортизация ЛЭП:

$$I_{\text{а ЛЭП}}=0.024 \times K_{\text{ЛЭП}}=0.024 \times 78796800=1891123 \text{ тг.}$$

Издержки на эксплуатацию оборудования:

$$I_{\text{экс об}}=0.03 \times K_{\text{об}}=0.03 \times 44083040=1322491,2 \text{ тг.}$$

Амортизация оборудования:

$$I_{\text{а об}}=0.064 \times K_{\text{об}}=0.064 \times 45387200=2821314,56 \text{ тг.}$$

Стоимость потерь:

$$\text{Ипот.}=\text{Со} \times (\text{W}_{\text{тр ГПП}}+\text{W}_{\text{ЛЭП}})=4 \times (1322491,2+2821314,56)=16575223,04 \text{ тг.}$$
$$\text{Со}=4 \text{ тг./кВт}\times\text{ч}$$

Суммарные издержки:

$$I_{\Sigma 1} = I_a + I_{\text{пот}} + I_{\text{э}},$$

$$I_{\Sigma 1} = 2614783 + 654403,2 + 16575223,04 = 20001229,36 \text{ тг.}$$

Приведенные суммарные затраты:

$$Z_1 = 0,12 \times K_{\Sigma 1} + I_{\Sigma 1} = 0,12 \times 122879840 + 20001229,36 = 32903309,6 \text{ тг.}$$

3.2 II Вариант

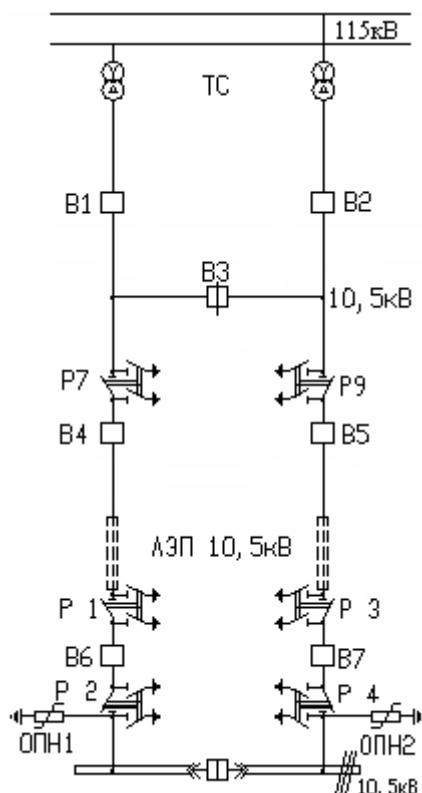


Рисунок 3.5 - Второй вариант схемы электроснабжения.

Выбираем электрооборудование по I варианту.

1. Выбираем трансформаторы ГПП:

$$S = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2} = \sqrt{39689,6^2 + 6953,43^2} = 40294,1 \text{ кВА}$$

Выбираем два трансформатора мощностью 25000 кВА.

Коэффициент загрузки:

$$K_3 = \frac{S_p}{2 \cdot S_H} = \frac{40294,1}{2 \cdot 25000} = 0,8$$

Паспортные данные трансформатора:

Тип т-ра ТРДН –25000/110/10,5;

$S_H=25000$ кВА, $U_{BH}=110$ кВ, $U_{HH}=10.5$ кВ, $\Delta P_{xx}=25$ кВт, $\Delta P_{кз}=120$ кВт,
 $U_{кз}=10,5\%$, $I_{xx}=0,65\%$.

3.2.1 ЛЭП –10,5 кВ

Полная мощность, проходящая по ЛЭП [3]:

$$S_{лэп} = \sqrt{P_p^2 + Q_э^2} = \sqrt{39689.6^2 + 6953.43^2} = 40294.1 \text{ кВА}$$

Расчетный ток, проходящий по одной линии [3]:

$$I_p = \frac{S_{лэп}}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{40294.1}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 10,5} = 1119.3 \text{ А}$$

Ток аварийного режима:

$$I_a = 2 \times I_p = 2 \times 1119.3 = 2238,6 \text{ А}$$

По экономической плотности тока определяем сечение проводов [4]:

$$F = \frac{I_p}{j} = \frac{1119.3}{1,1} = 1017.5 \text{ мм}^2$$

Максимальное сечение провода на напряжение 10 кВ составляет 120 мм², для моего случая надо принять 9х120=1080мм², что конструктивно не целесообразно. Дальнейший расчет по этому варианту не производим.

4 Выбор оборудования U=10 кВ

4.1 Расчет токов короткого замыкания на шинах ГПП и РП

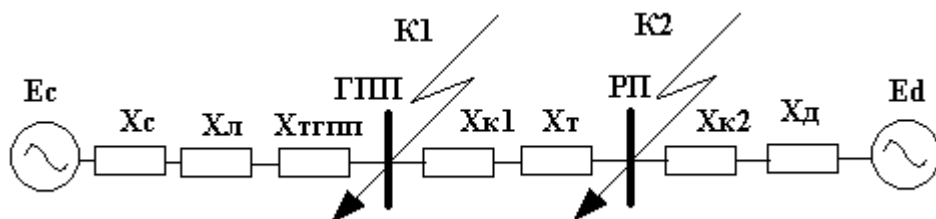


Рисунок 4.1. - Схема замещения.

Найдем параметры схемы замещения.

$$S_6 = 1000 \text{ МВА}; x_c = 1,25 \text{ о.е.}; U_6 = 10,5 \text{ кВ.}$$

$$I_6 = \frac{S_6}{\sqrt{3} \times U_H} = \frac{1000}{\sqrt{3} \times 10,5} = 55 \text{ кА};$$

$$X_L = X_0 \cdot L \cdot \frac{S_6}{U_{cp}^2} = 0,4 \cdot 6 \cdot \frac{1000}{10,5^2} = 21,76 \text{ о.е.}$$

$$X_{ГПП} = \frac{U_k \cdot S_6}{100 \cdot S_n} = \frac{1000 \cdot 10,5}{100 \cdot 10} = 10,5 \text{ о.е.}$$

$$X_T = \frac{U_k \cdot S_6}{100 \cdot S_n} = \frac{1000 \cdot 10,5}{100 \cdot 63} = 2,625 \text{ о.е.}$$

$$I_{ксл} = \frac{I_6}{X_c + X_{ГПП} + X_L} = \frac{55}{1,25 + 2,625 + 21,76} = 2,28 \text{ кА}$$

СД параметры:

Для СД цеха №8:

$$S_p = \frac{P_H}{\cos \varphi} = \frac{1500}{0,8} = 1875 \text{ о.е.}$$

Найдем сопротивление кабеля к СД.

$$I_p = \frac{S_p}{\sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{1875}{\sqrt{3} \cdot 10,5} = 108,26 \text{ А}$$

$$F = \frac{I_p}{j} = \frac{108,26}{1,4} = 77,32 \text{ мм}^2$$

Выбираем кабель АВВГ(3х95) с $I_{доп} = 209 \text{ А}$, $X_{уд} = 0,320 \text{ Ом/км}$.

$$X_d = X_d^{II} \cdot \frac{S_6}{S_H} = 0,2 \cdot \frac{1000}{1,875} = 106 \text{ о.е.}$$

$$X_{к1} = L \cdot X_{уд} \cdot \frac{S_6}{U_{cp}^2} = 0,625 \cdot 0,320 \cdot \frac{1000}{10,5^2} = 1,8 \text{ о.е.}$$

$$X_{к2} = L \cdot X_{уд} \cdot \frac{S_6}{U_{cp}^2} = 0,01 \cdot 0,320 \cdot \frac{1000}{10,5^2} = 0,02 \text{ о.е.}$$

Ток короткого замыкания на шинах ГПП [5]:

$$I_{\text{кд1}} = \frac{I_{\text{б}} \cdot N}{X_{\text{к1}} + X_{\text{д}} + X_{\text{т}} + X_{\text{к2}}} = \frac{55 \cdot 4}{1.8 + 106 + 2.625 + 0.02} = 1.99 \text{ кА}$$

$$I_{\text{кгпш}} = I_{\text{ксл}} + I_{\text{кд1}} = 2.28 + 1.99 = 4.27 \text{ кА}$$

$$i_{\text{у}} = \sqrt{2} \cdot K_{\text{у}} \cdot I_{\text{к}} = \sqrt{2} \cdot 1.8 \cdot 4.27 = 10.8 \text{ кА}$$

Ток короткого замыкания на шинах РП:

$$I_{\text{ксл2}} = \frac{I_{\text{б}}}{X_{\text{с}} + X_{\text{тгпш}} + X_{\text{л}} + X_{\text{к1}} + X_{\text{т}}} = \frac{55}{0.6 + 10.5 + 2.625 + 21.76 + 1.8} = 1.47 \text{ кА}$$

$$I_{\text{кк2}} = \frac{I_{\text{б}} \cdot N}{X_{\text{д}} + X_{\text{к2}}} = \frac{55 \cdot 4}{106 + 0.02} = 2.07 \text{ кА}$$

$$I_{\text{крп}} = \left(I_{\text{ксл}} + I_{\text{кд1}} \right) \cdot \frac{U_{\text{вв}}}{U_{\text{нн}}} = (2.28 + 1.99) \cdot \frac{10.5}{6.3} = 7.1 \text{ кА}$$

$$i_{\text{у}} = \sqrt{2} \cdot K_{\text{у}} \cdot I_{\text{к}} = \sqrt{2} \cdot 1.8 \cdot 7.1 = 18 \text{ кА}$$

4.2 Выбор выключателей

1. Вводные:

$$S_{\text{р}} = 39689.6 \text{ кВА}$$

Расчетный ток:

$$I_{\text{р}} = \frac{S_{\text{р}}}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_{\text{н}}} = \frac{39689.6}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 10.5} = 1102.5 \text{ А}$$

Аварийный ток:

$$I_{\text{а}} = 2 \times I_{\text{р}} = 2 \times 1102.5 = 2236.22 \text{ А}$$

Принимаем выключатель ВБЧЭ-10-40/2500 УЗ

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
$U_{\text{н}} = 10 \text{ кВ}$	$U = 10 \text{ кВ}$
$I_{\text{ном}} = 2500 \text{ А}$	$I_{\text{ав}} = 2236.22 \text{ А}$
$I_{\text{откл}} = 40 \text{ кА}$	$I_{\text{кз}} = 13.29 \text{ кА}$
$I_{\text{терм}} = 40 \text{ кА}$	$I_{\text{кз}} = 13.59 \text{ кА}$
$I_{\text{дин}} = 102 \text{ кА}$	$I_{\text{у}} = 34.59 \text{ кА}$

Секционный выключатель: через секционный выключатель проходит половина мощности, проходящей через вводные выключатели.

Следовательно, расчетный ток, проходящий через выключатель:

$$I_p = 2236,22 \text{ А.}$$

Принимаем выключатель ВРС-6-40/1500 У2.

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
U _н =10 кВ	U=10 кВ
I _{ном} =1500А	I _p =1118,1 А
I _{откл} =40 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{терм} =40 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{дин} =128 кА	I _y =34,59кА

1. Магистраль ГПП-ТП1.

$$S_p = \sqrt{(P_p + \Delta P_T)^2 + (Q_p + \Delta Q_T)^2}$$

$$S_p = \sqrt{(3835.6 + 18)^2 + (375.1 + 282.52)^2} = 3899.03 \text{ кВА}$$

$$I_p = \frac{S_p}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{3899.03}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 10,5} = 107.32 \text{ А}$$

Аварийный ток:

$$I_{ав} = 2 \times I_p = 2 \times 107,32 = 214,64 \text{ А}$$

Принимаем выключатель ВМПЭ-10-400-20У3.

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
U _н =10 кВ	U=10 кВ
I _{ном} =400А	I _{ав} =214 А
I _{откл} =20 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{терм} =20 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{дин} =52 кА	I _y =34,59кА

2. Магистраль ГПП-ТП2-3.

$$S_p = \sqrt{(P_p + \Delta P_T)^2 + (Q_p + \Delta Q_T)^2}$$

$$S_p = \sqrt{(5841.57 + 29.2)^2 + (177.84 + 445.24)^2} = 5903.7 \text{ кВА}$$

$$I_p = \frac{S_p}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{5903.7}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 10,5} = 163.9 \text{ А}$$

Аварийный ток:

$$I_{ав} = 2 \times I_p = 2 \times 163,9 = 327,8 \text{ А}$$

Принимаем выключатель ВСП-10-20/400У2.

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
U _н =10 кВ	U=10 кВ
I _{ном} =400А	I _{ав} =327 А
I _{откл} =20 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{терм} =20 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{дин} =52 кА	I _у =34,35кА

3. Магистраль ГПП-ТП4-5.

$$S_p = \sqrt{(P_p + \Delta P_T)^2 + (Q_p + \Delta Q_T)^2}$$

$$S_p = \sqrt{(5827.19 + 29.2)^2 + (291.5 + 445.24)^2} = 5935.3 \text{ кВА}$$

$$I_p = \frac{S_p}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{5935.3}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 10,5} = 164 \text{ А}$$

Аварийный ток:

$$I_{ав} = 2 \times I_p = 2 \times 164 = 328 \text{ А}$$

Принимаем выключатель ВСП-10-20/400У2.

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
U _н =10 кВ	U=10 кВ
I _{ном} =400А	I _{ав} =328 А
I _{откл} =20 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{терм} =20 кА	I _{кз} =13,59кА
I _{дин} =52 кА	I _у =34,35кА

4. Магистраль ГПП-ТП6-7.

$$S_p = \sqrt{(P_p + \Delta P_T)^2 + (Q_p + \Delta Q_T)^2}$$

$$S_p = \sqrt{(11751.76 + 56.03)^2 + (1048.67 + 861.69)^2} = 11961 \text{ кВА}$$

$$I_p = \frac{S_p}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{11961}{2 \cdot \sqrt{3} \cdot 10,5} = 328 \text{ А}$$

Аварийный ток:

$$I_{ав} = 2 \times I_p = 2 \times 328 = 656 \text{ А}$$

Принимаем выключатель ВСП-10-20/1000 У2.

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
U _н =10 кВ	U=10 кВ
I _{ном} =1000А	I _{ав} =656 А
I _{откл} =20 кА	I _{кз} =13.59кА
I _{терм} =20 кА	I _{кз} =13.59кА
I _{дин} =52 кА	I _у =34.35кА

5. Магистраль СД.

Расчетный ток:

$$I_p=38A$$

Принимаем выключатель ВЭЭ-6-40-1600У3.

Проверим выбранный выключатель:

Паспортные	Расчетные
U _н =6 кВ	U=6 кВ
I _н =1600А	I _р =38 А
I _{откл} =40 кА	I _{кз} =1,27кА
I _{терм} =40 кА	I _{кз} =1,27кА
I _{дин} =128 кА	I _у =3,23кА

4.3 Выбор кабелей отходящих линий

Условия выбора кабелей:

1. по экономической плотности тока [6]: $F_{\text{э}}=I_p/j_{\text{э}}$.
2. по минимальному сечению [6]: $F_{\text{мин}} = \alpha \cdot I_{\text{кз}} \cdot \sqrt{t_n}$;
3. по условию нагрева рабочим током [6]: $I_{\text{доп}} \geq I_p$;
4. по аварийному режиму [6] $I_{\text{доп}} \geq I_{\text{ав}}$;
5. по потере напряжения [6]: $\Delta U_{\text{доп}} \geq \Delta U_{\text{рас}}$.

СД:

$$S_{\text{ЭК}} = \frac{38}{1.2} = 32 \text{ мм}^2;$$

$$S_{\text{ТЕРМ}} = 12 \cdot 2,4 \cdot \sqrt{0,8} = 26 \text{ мм}^2;$$

Принимаем кабель ААШВ-10-(3х35) с $I_{\text{доп}}=125A$.

$$I_{\text{доп}}=125 \cdot 0,9=113 \text{ А} > I_p=38A.$$

Где $K_p=0,9$ – поправочный коэффициент при числе кабелей в траншее $N=2$.

ТП1:

$$S_{\text{ЭК}} = \frac{107.32}{1.1} = 97.6 \text{ мм}^2;$$

Принимаем кабель ААШВ-10 (3х120) с $I_{\text{доп}}=234\text{А}$.

$$\begin{aligned} I_{\text{доп}} &= 234 \times 0,9 = 210,6 \text{ А} > I_p = 107,32 \text{ А}. \\ 1,3 \times I_{\text{доп}} &= 1,3 \times 234 = 304,2 \text{ А} > I_{\text{ав}} = 214,64 \text{ А}. \end{aligned}$$

ТП2-3:

$$S_{\text{ЭК}} = \frac{163.9}{1.1} = 149 \text{ мм}^2;$$

Принимаем кабель ААШВ-10-(3х150) с $I_{\text{доп}}=254\text{А}$.

$$\begin{aligned} I_{\text{доп}} &= 254 \times 0,9 = 228,6 \text{ А} > I_p = 149 \text{ А}. \\ 1,3 \times I_{\text{доп}} &= 1,3 \times 254 = 330,2 \text{ А} > I_{\text{ав}} = 298 \text{ А}. \end{aligned}$$

ТП3-4:

$$S_{\text{ЭК}} = \frac{164}{1.1} = 149 \text{ мм}^2;$$

Принимаем кабель ААШВ-10-(3х150) с $I_{\text{доп}}=254\text{А}$.

$$\begin{aligned} I_{\text{доп}} &= 254 \times 0,9 = 228,6 \text{ А} > I_p = 149 \text{ А}. \\ 1,3 \times I_{\text{доп}} &= 1,3 \times 254 = 330,2 \text{ А} > I_{\text{ав}} = 298 \text{ А}. \end{aligned}$$

ТП5-7:

$$S_{\text{ЭК}} = \frac{328}{1.1} = 298 \text{ мм}^2;$$

Принимаем кабель ААШВ-10-(3х150+3х150) с $I_{\text{доп}}=528\text{А}$.

$$\begin{aligned} I_{\text{доп}} &= 528 \times 0,9 = 475,2 \text{ А} > I_p = 328 \text{ А}. \\ 1,3 \times I_{\text{доп}} &= 1,3 \times 528 = 686,4 \text{ А} > I_{\text{ав}} = 656 \text{ А}. \end{aligned}$$

Результаты выбора занесем в таблицу 4.1.

Таблица 4.1. – Кабельный журнал.

Наименование участка	S _p , кВА	N	Кп	Нагрузка		По экон. пл. тока, мм ²		По току КЗ, мм ²		Выбранный кабель	I _{доп} , А
				I _p , А	I _{ав} , А	j _э	F _{э,2} , мм ²	I _к , кА	S _{к,2} , мм ²		
СД	692	2	0,9	38	-	1,1	32	2,4	26	ААШв-6-(3×35)	125
ГПП-ТП1	3900,92	2	0,9	107,3 2	214,64	1,1	97,6	1,71	18	ААШв-10-(3×120)	234
ГПП-ТП2-3	5841,57	2	0,9	163,9	298	1,1	149	1,71	18	ААШв-10-(3×150)	254
	5827,19	2	0,9	164	298	1,1	149	1,71	18	ААШв-10-(3×150)	254
ГПП-ТП5-7	11751,73	4	0,8	328	656	1,1	298	1,71	18	2хААШв-10-(3×150)	528

4.4 Выбор выключателей нагрузок на ТП

$$I_p = \frac{S_H}{\sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{2500}{\sqrt{3} \cdot 10,5} = 137,5 \text{ А}$$

Выбираем ВМП-3 с ПК-3/200.

4.5 Выбор автоматических выключателей на ТП

$$I_p = \frac{S_H}{\sqrt{3} \cdot U_H} = \frac{2500}{\sqrt{3} \cdot 0,38} = 3787,9 \text{ А}$$

ВРС-6-40/4000 У2.

4.6 Выбор трансформаторов тока

Трансформаторы тока выбираются по следующим условиям:

- по напряжению установки: $U_{\text{ном тт}} \geq U_{\text{ном уст-ки}}$;
- по току: $I_{\text{ном тт}} \geq I_{\text{расч}}$;
- по электродинамической стойкости:
- по вторичной нагрузке: $S_{\text{н2}} \geq S_{\text{нагр расч}}$;
- по термической стойкости: $I_T^2 t_T > Вк$;
- по конструкции и классу точности.

Выбор трансформаторов тока на вводе и секционном выключателе.

Таблица 4.3– Нагрузка ТТ

Прибор	Тип	А, ВА	В,ВА	С, ВА
А	Э–350	0,5	0,5	0,5
Wh	СА3–И681	2,5	2,5	2,5
Varh	СР4–И689	2,5	2,5	2,5
W	Д–355	0,5	–	0,5
Var	Д–345	0,5	–	0,5
Итого		6,5	5,5	6,5

Рассчитаем вторичную нагрузку трансформаторов тока.

Сопротивление вторичной нагрузки состоит из сопротивления приборов, соединительных проводов и переходного сопротивления контактов:

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}}$$

Сопротивление приборов определяется по формуле [3]:

$$r_{\text{приб}} = \frac{S_{\text{приб}}}{I_2^2} = \frac{6,5}{5^2} = 0,26 \text{ Ом};$$

$$r_{2\text{н}} = \frac{S_{2\text{нТТ}}}{I_2^2} = \frac{20}{5^2} = 0,8 \text{ Ом}.$$

где $S_{\text{приб}}$ – мощность, потребляемая приборами;

I_2 – вторичный номинальный ток прибора.

Допустимое сопротивление проводов [3]:

$$r_{\text{доппр}} = r_{2\text{н}} - r_{\text{приб}} - r_{\text{кон}} = 0,8 - 0,26 - 0,1 = 0,44 \text{ Ом}.$$

$$F_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{r_{\text{доп}}} = \frac{0,028 \times 6}{0,44} = 0,32 \text{ мм}^2;$$

принимаем провод АКР ТВ; $F = 1,5 \text{ мм}^2$;

$$R_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{F} = \frac{0,028 \times 6}{1,5} = 0,093 \text{ Ом};$$

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}} = 0,26 + 0,093 + 0,1 = 0,45 \text{ Ом}$$

$$Вк = I_{\text{кз}}^2 \times (r_{\text{ток}} + r_{\text{а}}) = 1,71^2 \times (0,095 + 0,04) = 0,4 \text{ кА}^2 \cdot \text{с}.$$

Примем трансформатор тока ТПЛК-10У3

Расчетные величины	По каталогу
$U_H=10$ кВ	$U_H=10$ кВ
$I_{ав}=844$ А	$I_H=1000$ А
$Вк=0,4$ кА ² с	$I_T^2 t_T=33075$ кА ² с
$i_{уд}=4,35$ кА	$I_{дин}=74,5$ кА
$Z_{2P}=0,45$ Ом	$Z_{2H}=0,8$ Ом

2. Трансформатор тока на линии ГПП-ТП1:

Прибор	Тип	А, ВА	В, ВА	С, ВА
А	Э-350	0,5	0,5	0,5
Wh	СА3-И681	2,5	2,5	2,5
Varh	СР4-И689	2,5	2,5	2,5
W	Д-355	0,5	-	0,5
Var	Д-345	0,5	-	0,5
Итого		6,5	5,5	6,5

Рассчитаем вторичную нагрузку трансформаторов тока.

Сопротивление вторичной нагрузки состоит из сопротивления приборов, соединительных проводов и переходного сопротивления контактов:

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}}$$

Сопротивление приборов определяется по формуле:

$$r_{\text{приб}} = \frac{S_{\text{приб}}}{I_2^2} = \frac{6,5}{5^2} = 0,26 \text{ Ом};$$

$$r_{2H} = \frac{S_{2H TT}}{I_2^2} = \frac{20}{5^2} = 0,8 \text{ Ом}.$$

где $S_{\text{приб}}$ – мощность, потребляемая приборами;

I_2 – вторичный номинальный ток прибора.

Допустимое сопротивление проводов:

$$r_{\text{доп пр}} = r_{2H} - r_{\text{приб}} - r_{\text{кон}} = 0,8 - 0,26 - 0,1 = 0,44 \text{ Ом}.$$

$$F_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{r_{\text{доп}}} = \frac{0,028 \times 6}{0,44} = 0,32 \text{ мм}^2;$$

принимаем провод АКР ТВ; $F=1,5 \text{ мм}^2$;

$$R_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{F} = \frac{0,028 \times 6}{1,5} = 0,093 \text{ Ом};$$

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}} = 0,26 + 0,093 + 0,1 = 0,45 \text{ Ом}$$

$$B_k = I_k^2 \times (t_{\text{отк}} + T_a) = 1,71^2 \times (0,095 + 0,04) = 0,4 \text{ кА}^2\text{с}.$$

Примем трансформатор тока ТПЛК-10У3

Расчетные величины	По каталогу
$U_H = 10 \text{ кВ}$	$U_H = 10 \text{ кВ}$
$I_{\text{ав}} = 46 \text{ А}$	$I_H = 50 \text{ А}$
$B_k = 0,4 \text{ кА}^2\text{с}$	$I_T^2 t_T = 33075 \text{ кА}^2\text{с}$
$i_{\text{уд}} = 4,35 \text{ кА}$	$I_{\text{дин}} = 74,5 \text{ кА}$
$Z_{2P} = 0,45 \text{ Ом}$	$Z_{2H} = 0,8 \text{ Ом}$

3. Трансформатор тока на линии ГПП-ТП2-3:

Прибор	Тип	А, ВА	В, ВА	С, ВА
А	Э-350	0,5	0,5	0,5
Wh	СА3-И681	2,5	2,5	2,5
Varh	СР4-И689	2,5	2,5	2,5
W	Д-355	0,5	-	0,5
Var	Д-345	0,5	-	0,5
Итого		6,5	5,5	6,5

Рассчитаем вторичную нагрузку трансформаторов тока.

Сопротивление вторичной нагрузки состоит из сопротивления приборов, соединительных проводов и переходного сопротивления контактов:

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}}$$

Сопротивление приборов определяется по формуле [7]:

$$r_{\text{приб}} = \frac{S_{\text{приб}}}{I_2^2} = \frac{6,5}{5^2} = 0,26 \text{ Ом};$$

$$r_{2H} = \frac{S_{2HTT}}{I_2^2} = \frac{20}{5^2} = 0,8 \text{ Ом}.$$

где $S_{\text{приб}}$ – мощность, потребляемая приборами;

I_2 – вторичный номинальный ток прибора.

Допустимое сопротивление проводов:

$$r_{\text{доппр}} = r_{2\text{н}} - r_{\text{приб}} - r_{\text{кон}} = 0,8 - 0,26 - 0,1 = 0,44 \text{ Ом.}$$

$$F_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{r_{\text{доп}}} = \frac{0,028 \times 5}{0,44} = 0,32 \text{ мм}^2;$$

принимаем провод АКР ТВ; $F=1,5 \text{ мм}^2$;

$$R_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{F} = \frac{0,028 \times 5}{1,5} = 0,093 \text{ Ом};$$

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}} = 0,26 + 0,093 + 0,1 = 0,45 \text{ Ом}$$

$$Вк = I_{\text{кз}}^2 \times (t_{\text{отк}} + T_{\text{а}}) = 1,71^2 \times (0,095 + 0,04) = 0,4 \text{ кА}^2\text{с.}$$

Примем трансформатор тока ТПЛК-10У3

Расчетные величины	По каталогу
$U_{\text{н}}=10 \text{ кВ}$	$U_{\text{н}}=10 \text{ кВ}$
$I_{\text{ав}}=162 \text{ А}$	$I_{\text{н}}=200 \text{ А}$
$Вк=0,4 \text{ кА}^2\text{с}$	$I_{\text{т}}^2 t_{\text{т}}=33075 \text{ кА}^2\text{с}$
$i_{\text{уд}}=4,35 \text{ кА}$	$I_{\text{дин}}=74,5 \text{ кА}$
$Z_{2\text{р}}=0,45 \text{ Ом}$	$Z_{2\text{н}}=0,8 \text{ Ом}$

4. Трансформатор тока на линии ГПП-ТП4-5:

Прибор	Тип	А, ВА	В, ВА	С, ВА
А	Э-350	0,5	0,5	0,5
Wh	СА3-И681	2,5	2,5	2,5
Varh	СР4-И689	2,5	2,5	2,5
W	Д-355	0,5	-	0,5
Var	Д-345	0,5	-	0,5
Итого		6,5	5,5	6,5

Рассчитаем вторичную нагрузку трансформаторов тока.

Сопротивление вторичной нагрузки состоит из сопротивления приборов, соединительных проводов и переходного сопротивления контактов:

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}}$$

Сопротивление приборов определяется по формуле [7]:

$$r_{\text{приб}} = \frac{S_{\text{приб}}}{I_2^2} = \frac{6,5}{5^2} = 0,26 \text{ Ом};$$

$$r_{2H} = \frac{S_{2HTT}}{I_2^2} = \frac{20}{5^2} = 0.8 \text{ Ом.}$$

где $S_{\text{приб.}}$ – мощность, потребляемая приборами;

I_2 – вторичный номинальный ток прибора.

Допустимое сопротивление проводов [7]:

$$r_{\text{доп}} = r_{2H} - r_{\text{приб}} - r_{\text{кон}} = 0.8 - 0.26 - 0.1 = 0.44 \text{ Ом.}$$

$$F_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{r_{\text{доп}}} = \frac{0.028 \times 5}{0.44} = 0.32 \text{ мм}^2;$$

принимаем провод АКР ТВ; $F=1.5 \text{ мм}^2$;

$$R_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{F} = \frac{0.028 \times 5}{1.5} = 0.093 \text{ Ом};$$

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}} = 0.26 + 0.093 + 0.1 = 0.45 \text{ Ом}$$

$$Вк = I_k^2 \times (t_{\text{отк}} + T_a) = 1.71^2 \times (0.095 + 0.04) = 0.4 \text{ кА}^2\text{с.}$$

Примем трансформатор тока ТПЛК-10У3

Расчетные величины	По каталогу
$U_H = 10 \text{ кВ}$	$U_H = 10 \text{ кВ}$
$I_{\text{ав}} = 160 \text{ А}$	$I_H = 200 \text{ А}$
$Вк = 0.4 \text{ кА}^2\text{с}$	$I_T^2 t_T = 33075 \text{ кА}^2\text{с}$
$i_{\text{уд}} = 4.35 \text{ кА}$	$I_{\text{дин}} = 74.5 \text{ кА}$
$Z_{2P} = 0.45 \text{ Ом}$	$Z_{2H} = 0.8 \text{ Ом}$

5. Трансформатор тока на линии ГПП-ТП6-7:

Прибор	Тип	А, ВА	В, ВА	С, ВА
А	Э-350	0,5	0,5	0,5
Wh	СА3-И681	2,5	2,5	2,5
Varh	СР4-И689	2,5	2,5	2,5
W	Д-355	0,5	-	0,5
Var	Д-345	0,5	-	0,5
Итого		6,5	5,5	6,5

Рассчитаем вторичную нагрузку трансформаторов тока.

Сопротивление вторичной нагрузки состоит из сопротивления приборов, соединительных проводов и переходного сопротивления контактов:

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}}$$

Сопротивление приборов определяется по формуле:

$$r_{\text{приб}} = \frac{S_{\text{приб}}}{I_2^2} = \frac{6,5}{5^2} = 0,26 \text{ Ом};$$

$$r_{2\text{н}} = \frac{S_{2\text{н}}}{I_2^2} = \frac{20}{5^2} = 0,8 \text{ Ом}.$$

где $S_{\text{приб}}$ – мощность, потребляемая приборами;
 I_2 – вторичный номинальный ток прибора.

Допустимое сопротивление проводов:

$$r_{\text{доп}} = r_{2\text{н}} - r_{\text{приб}} - r_{\text{кон}} = 0,8 - 0,26 - 0,1 = 0,44 \text{ Ом}.$$

$$F_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{r_{\text{доп}}} = \frac{0,028 \times 5}{0,44} = 0,32 \text{ мм}^2;$$

принимаем провод АКР ТВ; $F = 1,5 \text{ мм}^2$;

$$R_{\text{пров}} = \frac{\rho \times L}{F} = \frac{0,028 \times 5}{1,5} = 0,093 \text{ Ом};$$

$$R_2 = R_{\text{приб}} + R_{\text{пров}} + R_{\text{к-тов}} = 0,26 + 0,093 + 0,1 = 0,45 \text{ Ом}$$

$$Вк = I_{\text{кз}}^2 \times (t_{\text{отк}} + T_{\text{а}}) = 1,71^2 \times (0,095 + 0,04) = 0,4 \text{ кА}^2\text{с}.$$

Примем трансформатор тока ТПЛК-10У3

Расчетные величины	По каталогу
$U_{\text{н}} = 10 \text{ кВ}$	$U_{\text{н}} = 10 \text{ кВ}$
$I_{\text{ав}} = 160 \text{ А}$	$I_{\text{н}} = 200 \text{ А}$
$Вк = 0,4 \text{ кА}^2\text{с}$	$I_{\text{т}}^2 t_{\text{т}} = 33075 \text{ кА}^2\text{с}$
$i_{\text{уд}} = 4,35 \text{ кА}$	$I_{\text{дин}} = 74,5 \text{ кА}$
$Z_{2\text{р}} = 0,45 \text{ Ом}$	$Z_{2\text{н}} = 0,8 \text{ Ом}$

Для всех элементов СЭС ТА: ТЗЛН-10 и ТЗЛ-6.

4.7 Выбор трансформаторов напряжения

Трансформаторы напряжения выбираются по следующим условиям [8]:

1. по напряжению установки: $U_{\text{ном}} \geq U_{\text{уст}}$;
2. по вторичной нагрузке: $S_{\text{ном2}} \geq S_{2\text{расч}}$;
3. по классу точности
4. по конструкции и схеме соединения

На шины ГПП.

Таблица 4.7

Прибор	Тип	S _{об-ки} , ВА	Число об-к	cosφ	sinφ	Число приборов	P _{общ} , Вт	Q _Σ , вар
V	Э-335	3	1	1	0	1	3	-
W	Д-335	2.5	2	0.4	0.93	10	20	47
Var	И-335	2.5	2	0.4	0.93	10	20	47
Wh	СА3-И681	2	2	0.4	0.93	10	16	37
Varh	СР4-И689	2	2	0.4	0.93	10	16	37
Итого							75	168

Расчетная вторичная нагрузка:

$$S_{2p} = \sqrt{P^2 + Q^2} = \sqrt{75^2 + 168^2} = 184 \text{ ВА.}$$

Принимаем ТН типа НТМК-10-71У3

U _{НТ} =10 кВ	U _{НТ} =10 кВ
S _{Н2} =200 кВА	S _{p2} =184 ВА

4.7 Выбор шин ГПП

Сечение шин выбирают по длительно допустимому току и экономической целесообразности. Проверку шин производят на электродинамическую и термическую стойкость к токам КЗ [3].

Выбираем твердотянутые алюминиевые шины прямоугольного сечения марки АТ 60х8мм; I_{доп}=1025 А (одна полоса на фазу), I_{ав}=388,4А; i_{уд}=8,35 кА.

а) проверка по аварийному току [3]:

$$I_{доп}=1025\text{А} \geq I_{ав}=388,4\text{А};$$

б) проверка по динамической стойкости к I_{кз} [3]:

$$i_{дин}=40\text{кА} \geq i_{уд}=8,35\text{кА};$$

в) проверка по механической стойкости: σ_{доп}=91 кгс/см²:

$$\sigma_{расч} = \frac{F_p \cdot L}{10\omega};$$

$$\omega = \frac{b \cdot h^2}{6} = \frac{0,8 \cdot 8^2}{6} = 8,53\text{см}^3;$$

$$F_p = \frac{1,76 \cdot 10^{-2} \cdot i_{уд}^2 \cdot L}{a} = \frac{1,76 \cdot 10^{-2} \cdot 8,35^2 \cdot 0,3}{0,08} = 4,6\text{кгс};$$

$$F_{\min} = \alpha \cdot I_{\text{кк}} \cdot \sqrt{t} = 12 \cdot 3,29 \cdot \sqrt{0,8} = 35,31 \text{ мм}^2 \leq 480 \text{ мм}^2 (60 \times 8);$$

$$\sigma_{\text{расч}} = \frac{F_p \cdot L}{10\omega} = \frac{4,6 \cdot 60}{10 \cdot 8,53} = 3,24 \frac{\text{кгс}}{\text{см}^2};$$

$$\sigma_{\text{дон}} = 91 \frac{\text{кгс}}{\text{см}^2}.$$

где $a=0,08$ м-расстояние между изоляторами;

$L=0,3$ м-длина шины;

$b=8$ мм - ширина одной полосы;

$h=0,8$ мм - высота шины.

Из условий получаем, что шины динамически устойчивы.

4.8 Выбор изоляторов ГПП

Жесткие шины крепятся на опорных изоляторах, выбор которых производится по следующим условиям[8]:

а) по номинальному напряжению: $U_{\text{ном}} \geq U_{\text{уст}}$;

б) по допустимой нагрузке: $F_{\text{доп}} \geq F_{\text{расч}}$.

где $F_{\text{расч}}$ – сила, действующая на изолятор;

$F_{\text{доп}}$ – допустимая нагрузка на головку изолятора,

$F_{\text{доп}} = 0,6F_{\text{разруш}}$;

$F_{\text{разруш}}$ – разрушающая нагрузка на изгиб.

$$F_{\text{расч}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 10^{-1} \cdot i^2 \cdot L}{a} = \frac{\sqrt{3} \cdot 10^{-1} \cdot 8,35^2 \cdot 1}{0,25} = 48,25 \text{ кгс};$$

Выбираем изолятор типа ИО-10-3,75 УЗ с $F_{\text{разр}} = 3750$ кгс.

$F_{\text{доп}} = 0,6F_{\text{разруш}} = 2250$ кгс. ($>48,25$ кгс)

Условие выполняется.

5 Дуговая сталеплавильная печь

5.1 Общее описание дуговой электропечи

Дуговая сталеплавильная печь используется в области металлургии, конкретнее в устройствах для дожигания горючих компонентов атмосферы в дуговых сталеплавильных печах. Технический эффект при использовании изобретения заключается в повышении эффективности процесса дожигания горючих компонентов атмосферы в дуговых сталеплавильных печах, а также эффективности передачи выделяющегося тепла к металлу. Сущность дуговой сталеплавильной печи заключается в том, что дуговая сталеплавильная печь содержит подину, боковые стенки и свод, а также кислородную фурму с отверстиями для дожигания горючих компонентов, помещенную в рабочее пространство печи через ее свод, и трубопроводы, подведенные к отверстиям. В своде печи выполнено отверстие, которое в верхней части - цилиндрическое, а в нижней части выполнено конусным с расширением к внутренней поверхности свода, корпус фурмы выполнен в виде цилиндрического стакана с дном в его верхней части. Трубопроводы подведены к внутренней цилиндрической поверхности стакана по касательной в горизонтальной плоскости. Внутренняя поверхность сопла фурмы выполнена в виде криволинейного диффузора и сопряжена с конусной поверхностью нижней части отверстия в своде по касательной. Корпус фурмы может быть выполнен металлическим и водоохлаждаемым или из огнеупорного материала [9].

В дуговых электропечах преобразование электрической энергии в тепло происходит в основном в электрическом разряде, протекающем в газовой или паровой среде. В таком разряде можно сосредоточить в сравнительно небольших объемах большие мощности и получить очень высокие температуры. При этом в камере печи возникают резкие температурные перепады, и поэтому в ней невозможно получить равномерное распределение температур. По этой же причине здесь трудно обеспечить точное регулирование температуры нагрева и, следовательно, проводить термическую обработку. Для плавки металлов дуговая печь удобна, т.к. высокая концентрация энергии позволяет быстро проводить расплавление. Дуговые устройства удобны так же для проведения высокотемпературных химических реакций в жидкой или газовой фазе и подогрева газа. Во всех этих случаях неравномерность нагрева не играет роли, т.к. благодаря теплопроводности и конвекции в жидкой ванне или газовом потоке температура быстро выравнивается [10].

В данном дипломном проекте я рассчитываю дуговую сталеплавильную печь ёмкостью 12 тонн (ДСП – 12М2). Печь такого типа относят по классификации к дуговым печам прямого действия. В таких печах дуга горит между электродами и расплавленным металлом, непосредственно нагревая металл. Очаг высокой температуры (дуга) находится около поверхности

металла. Благодаря экранирующему действию электродов свод печи частично защищен от непосредственного излучения дуг, поэтому здесь допустимы очень большие объёмные мощности, и можно проводить высокотемпературные процессы. Электроды в таких печах подвешены вертикально и работают в основном на растяжение, и лишь при наклоне печи – на изгиб. Поэтому здесь можно применять сравнительно длинные графитированные электроды большого сечения, допускающие значительные рабочие токи. Дуговые печи могут быть весьма мощными и производительными, и работать на трёхфазном токе. Это крупные мощные трёхфазные печи, предназначенные для плавления металлов с высокой температурой испарения, в основном – сталеплавильные печи. Благодаря технологическим преимуществам в печах этого типа выплавляются в виде слитков, почти все высоколегированные стали и многие конструкционные стали. Электропечь лучше других приспособлена для переработки металлического лома, причем твердой шихтой может быть занят весь объем печи, и это не затрудняет процесс расплавления. Металлизированные окатыши, заменяющие металлический лом, можно загружать в электропечь непрерывно при помощи автоматических дозирующих устройств.

В электропечах можно выплавлять сталь обширного сортамента [11].

5.2 Электроды для дуговых печей

Ток внутри рабочего пространства дуговых печей проходит по угольным или графитированным электродам. Вначале электродами являлись квадратные или круглые угольные бруски: по мере сгорания их заменяли новые, а оставшиеся огарки выбрасывали или разламывали. Позже перешли на наращиваемые электроды, которые можно использовать целиком.

Современные непрерывно наращиваемые электроды имеют круглое сечение и обработанные на станках торцы, в которых по оси электрода сделаны отверстия с резьбой. В отверстия на половину длины ввинчивают ниппеля, обычно изготовленные из того же материала, что и электроды. Ниппеля и отверстия для них могут быть как цилиндрическими, так и биконическими с треугольной или трапецеидальной резьбой. На выступающую из торца электрода половину ниппеля навинчивают следующий, так что оба они составляют одно целое – свинченный электрод или «электродную свечу». Преимуществом конических ниппелей является удобство их свинчивания – для этого достаточно двух оборотов, в то время как при цилиндрических ниппелях требуется при свинчивании сделать 10 – 12 оборотов [10].

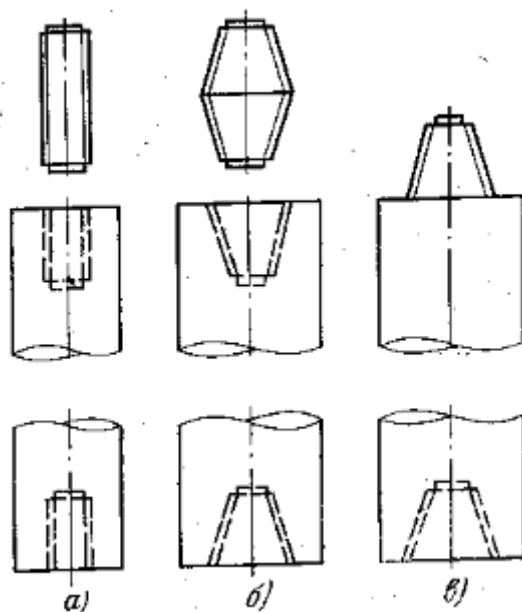


Рисунок 5.1 секции непрерывно наращиваемых электродов с цилиндрическими (а), биконическими (б), и коническими (е) ниппелями.

Для удобства транспортировки и эксплуатации электроды изготавливают длиной 1000 – 2400 мм; на печи требуется большая длина «свечи», поэтому работающий электрод состоит из двух или трех секций, соединенных ниппелями. По мере обгорания нижней части электрода электрододержатель опускается всё ниже, и когда он оказывается вблизи своего положения у свода, производят наращивание его и перепуск. На небольших печах эта операция может осуществляться в самой печи. В верхний торец в электрододержателе электродной свечи, предварительно сняв с него защитный колпачок, предохраняющий от пыли, ввинчивают ниппель, а в очередную секцию электрода с верхнего конца – металлический ниппель с кольцом. За это кольцо секцию подхватывают крючком крана цеха и поднимают над печью, устанавливая над наращиваемой «свечой». Металлический ниппель скреплен с кольцом шарнирно, так что он может поворачиваться вокруг своей оси. Висящую секцию электрода, осторожно опуская и поворачивая, навинчивают на ниппель в верхнем торце «свечи». После этого начинают перезапуск «свечи», для чего ослабляют зажим электрододержателя, и «свеча» повисает на крючке крана. Каретку (или стойку) печи поднимают в крайнее верхнее положение, электрододержатель вновь зажимают, и он принимает на себя массу электрода. Чтобы не увеличивать простоев печи, наращивание и перепуск электродов стараются осуществлять между плавками.

5.3 Угольные электроды

Угольные электроды изготавливают диаметром 1000-1200 мм; электроды диаметром выше 400 мм имеют конический ниппель, нарезанный

прямо на одном из концов электрода а на другом его конце делают соответствующие коническое углубление с резьбой.

Угольные электроды изготавливают из антрацита или термоантрацита, кокса, нефтяного кокса, каменноугольного пека и смолы. Эти материалы после прокаливания, дробления и помола смешивают в подогретом состоянии в бегунах причем выдерживается весьма точно не только соотношение отдельных компонентов по массе но и подбор их грануляционного состава. Перемещенную массу продавливают через мундштуки прессов под давлением 25-40 МПа. Полученные сырые электроды устанавливают вертикально в обжигательных печах пересыпают дробленным антрацитом и коксовой мелочью во избежание окисления. Температуру в печах медленно поднимают в течении примерно 150 до 1300 С, затем ее снижают, вынимают готовые электроды из печи и передают в механический цех для обработки торцов под ниппеля[10].

5.4 Графитированные электроды

Графитированные электроды изготавливают не из естественного графита, имеющего неподходящие и к тому же нестабильные механические и электрические свойства, а только из искусственного электрографита путем графитизации угольных электродов в специальных электрических печах при температуре 2000- 2400°С. Так как при графитизации расходуется до 7000 – 8000 кВт·ч/т электроэнергии, графитированные электроды намного дороже угольных, тем не менее на сталеплавильных печах в настоящее время применяются почти исключительно графитированные электроды из-за их существенных преимуществ.

Основным достоинством графитированных электродов является их меньшее удельное сопротивление. Это позволяет применять электроды меньшего диаметра по сравнению с угольными, что облегчает конструкцию строек, кареток и электрододержателей и уменьшает электрические потери в электродах. В эксплуатации графитированные электроды намного удобнее угольных: они более прочны, меньше окисляются, не требуют специальных паст для смазывания срачиваемых стыков в целях уменьшения переходного сопротивления. Кроме того, применение графитированных электродов уменьшает науглероживание стали. Поэтому угольные электроды применяют лишь на некоторых малых мечах для фасонного литья и для плавки неответственных сталей.

Графитированные электроды выпускаются диаметром от 75 до 600 мм. Введение печей сверхвысокой мощности и значительное увеличение вторичных токов у наиболее мощных из них привели к трудностям в канализации этих токов через электроды. Обычные электроды диаметром 600 мм пропускают максимальный ток, равный 42000А а если учесть, что в печах сверхвысокой мощности сокращен период рафинирования, то эту цифру

можно поднять до 50000 А, однако новая печь емкостью 100 т имеет рабочий ток, достигающий до 60 кА, а 200т печь мощностью 125 мВ·А будет иметь рабочий ток 87 кА. Поэтому в настоящее время развернуты работы по изменению технологии графитирования электродов с целью снижения их удельного сопротивления и повышения пропускной способности. В результате этих работ за рубежом были созданы электроды диаметром 600 мм с пропускной способностью до 75-85 кА. На дуговых печах косвенного действия применяют только графитированные электроды, так как менее прочные угольные не могут работать в горизонтальном положении [10].

5.5 Электрооборудование дуговых сталеплавильных печей

Выбор электрического оборудования и схемы питания дуговых сталеплавильных печей определяются следующими условиями.

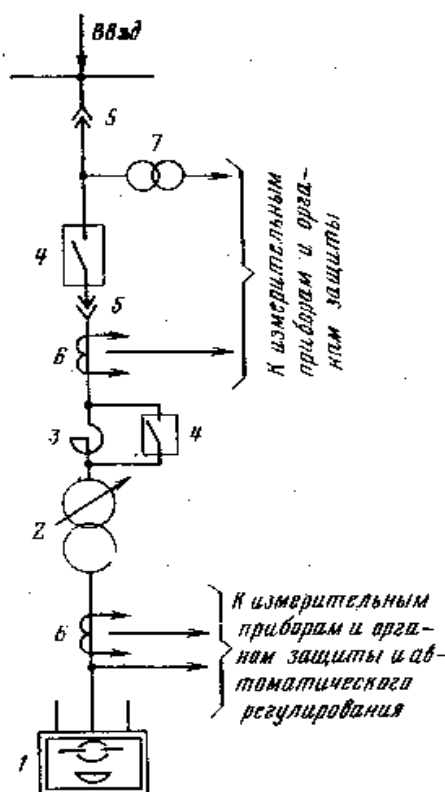
Напряжение печи при её работе требуется регулировать в довольно широких пределах. В период расплавления при холодной шихте дуга в печи неустойчивая, короткая, и для увеличения мощности необходимо повышать напряжение. При рафинировании вследствие изменившихся тепловых условий в ванне дуга значительно удлиняется. Во избежание выхода из строя футеровки стен и свода её укорачивают, снижая напряжение. Для регулирования рабочего напряжения каждую печь комплектуют печным трансформатором с несколькими ступенями напряжения. Для малых печей, выплавляющих сталь для фасонного литья, период рафинирования сравнительно короток, что позволяет ограничить число ступеней напряжения; трансформаторы же крупных печей, выплавляющих сталь для слитков, должны иметь много ступеней напряжения, чтобы для каждого периода плавки и каждого технологического процесса можно было подобрать оптимальное напряжение.

Так как дуговые печи мощность которых достигает тысяч и десятков тысяч кВт, работают при сравнительно низких напряжениях и очень больших токах, печные трансформаторы располагают возможно ближе к печи. Поэтому в сталеплавильных и медеплавильных цехах рядом с дуговыми печами строят внутрицеховые печные подстанции, в которых располагают всё необходимое оборудование.

В дуговой печи короткое замыкание электродов на металл- нормальное эксплуатационное присущее ей явление, и необходимо обезопасить установку от его последствий. С этой целью стремятся ограничить толчки тока при коротком замыкании, а само замыкание стремятся возможно быстрее ликвидировать, оснащая установку быстродействующим автоматическим регулятором мощности.

Дуговая печь, как и любая крупная электроустановка, должна быть оснащена необходимой коммутационной, измерительной и сигнальной

аппаратурой, а также защитой от перегрузок и аварийных коротких замыканий.



1 – печь; 2 – печной трансформатор; 3 – дроссель; 4 – высоковольтный выключатель; 5 – разъединитель; 6 – трансформатор тока; 7 – трансформатор напряжения

Рисунок 5.2 Однолинейная схема питания

Печные трансформаторы, подвержены частым эксплуатационным коротким замыканиям, должны иметь повышенные механическую прочность и перегрузочную способность. В новой серии печи для фасонного литья снабжены трансформаторами с 12 ступенями напряжения. У более крупных печей, выплавляющих слитки, трансформаторы имеют 23 ступени напряжения. Это дает известные удобства в эксплуатации в особенности при переходе с одной марки на другую. Ступени напряжения трансформатора изменяют обычно переключателем с дистанционным управляемым приводом. Переключение ступеней напряжения у трансформаторов с номинальной мощностью до 10 МВ·А осуществляется при отключенной печи (без нагрузки), более крупные агрегаты переключаются под нагрузкой. При переключениях без нагрузки привод переключателя во избежание аварии блокируют с выключателем высокого напряжения.

Реактивное сопротивление печных трансформаторов составляет 7 - 8%; дл малых печей индуктивное сопротивление короткой сети равно 5 - 10%. Между тем общее реактивное сопротивление установки должно составлять 30 – 40 %; для того чтобы обеспечить устойчивость дуги в период расплавления и ограничить толчки тока при эксплуатационных коротких замыканиях до

значений 2,5 – 3-кратных от номинального тока. Поэтому в контур печи со стороны высшего напряжения включают дополнительную индуктивность – реактор с сердечником и масляным охлаждением, имеющий относительное реактивное сопротивление 15-25 %. Так как индуктивность дросселя не должна зависеть от тока, его сердечник рассчитывается на работу в режиме, далеком от насыщения. Часто реактор устанавливается в одном баке с трансформатором, причем переключатель ступеней напряжения позволяет отключать его или включать, а также менять его реактивность, переключая число его рабочих витков. Это необходимо, так как ограничение толчков тока и стабилизация горения дуги нужны лишь в период расплавления и в начале периода окисления. В остальное время дуга горит вполне устойчиво без дополнительной индуктивности, а крупные толчки тока маловероятны. Если же реактор установлен в отдельном баке, то параллельно ему включают разъединитель или вспомогательный выключатель, позволяющий его закоротить на время рафинирования.

В установках крупных печей реактивное сопротивление короткой сети может превысить 20 %, а установки в целом 30 – 40 %. В этом случае нет необходимости в реакторе. Индуктивность контура наиболее крупных печей возрастает настолько, что возникает задача её снижения, а не увеличения.

Печные трансформаторы мощностью до 15 МВ·А выполняют напряжение питания 6 или 10 кВ, более мощные трансформаторы подключаются к сети 35 кВ. В этом случае трансформаторный агрегат выполняет из двух единиц – регулировочного трансформатора или автотрансформатора с переключением ступеней напряжения и основного трансформатора с постоянным коэффициентом трансформации.

Коммутационная аппаратура дуговой печной установки работает в более тяжелых условиях по сравнению с аппаратурой общепромышленных установок. Число отключений печи, в том числе при коротких замыканиях, доходит до нескольких десятков в сутки. Это ставит в особо тяжелые условия размыкающие контакты и требует частых (до двух в месяц) ревизий и замен масла. Ввиду этого для установок дуговых печей были разработаны специальные выключатели: на 10 кВ воздушные, вакуумные и электромагнитные, на 35 и 110 кВ – воздушные.

В печных дуговых установках необходима защита от аварийных коротких замыканий и от перегрузок. Защиту от коротких замыканий обеспечивают с помощью максимальных токовых реле мгновенного действия, подключаемых к трансформаторам тока на стороне высшего напряжения, защиту от перегрузок – с помощью максимальных токовых реле с зависимой выдержкой времени, выключаемых на стороне низшего напряжения. Реле устанавливают так, чтобы они не реагировали на эксплуатационные короткие замыкания, ликвидация которых должна осуществляться системой автоматического регулирования мощности дуговой печи в течение 2 – 4 с. Поэтому защита от перегрузки устанавливаемая обычно на 1,5-кратный номинальный ток, имеет выдержку около 10 с, тогда как реле защиты от

аварийных коротких замыканий срабатывает мгновенно, но их установки должны быть на 25 % выше кратности токов эксплуатационных коротких замыканий.

В печных трансформаторах обеспечивается газовая защита. Они снабжены также сигнальными термометрами, сигнализирующими о перегреве масла. Дифференциальная защита в печных трансформаторах не применяется. Остальная аппаратура, применяемая на дуговых печных подстанциях, не отличается по условиям работы и методам выбора от аппаратуры общепромышленных электроустановок. Отметим только, что фазовые амперметры печи выбирают с учетом эксплуатационных коротких замыканий с тройным запасом шкалы, расширенной средней и суженной правой частями шкалы[10].

5.6 Короткие сети дуговых сталеплавильных печей

Короткой сетью дуговой печи называют токопровод, соединяющий печной трансформатор с электродами. Ее участки – шинная ошиновка, выполняемая, как правило, из прямоугольных шин, медных или алюминиевых, соединяющая вторичные выводы печного трансформатора с неподвижными башмаками, к которым присоединены наконечники гибких кабелей. Кабели образуют петлю, компенсирующую перемещение стоек при движении электродов и наклоне печи. Своим другим концом гибкие кабели присоединяются к подвижным башмакам, в свою очередь соединенным с идущими вдоль рукавов стоек трубошинами, подводящими ток к электрододержателям.

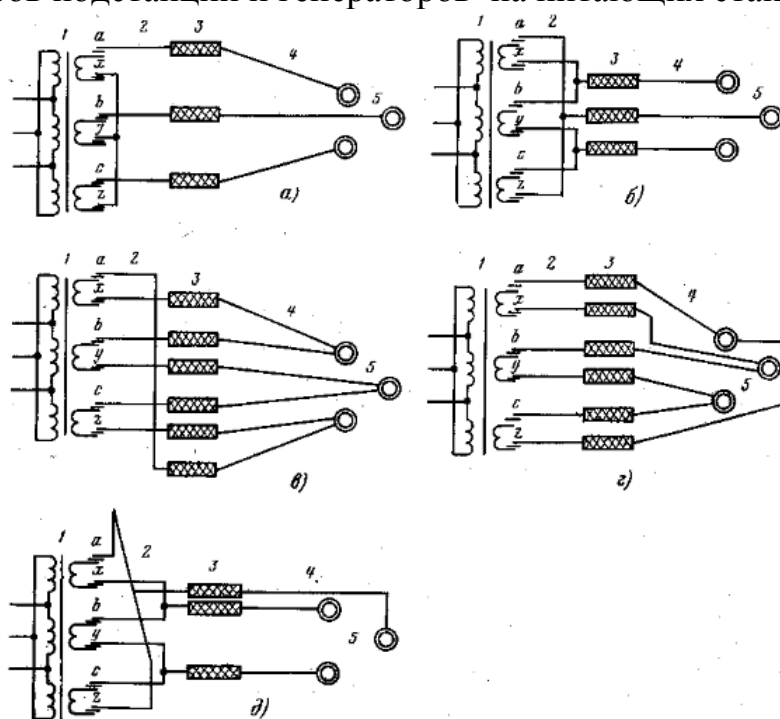
Короткая сеть должна иметь минимальные электрические потери и обеспечивать равномерное распределение мощности по фазам и иметь возможно меньшую индуктивность, с тем чтобы коэффициент мощности печной установки был по возможности более высоким. Кроме того поскольку материал, из которого сделаны шины, кабели и трубошины, является дорогим, желательно свести его затраты к минимуму. Нетрудно видеть что некоторые из этих требований противоречат друг другу. Так, последнее требует снижения сечения токопровод, т.е. увеличения в них плотности тока. Это можно осуществить применением водяного охлаждения но при этом будут возрастать электрические потери. Поэтому обычно принимают компромиссные решения.

Если в шинах и гибких кабелях, не имеющих водяного охлаждения, допускают плотность тока в 1.4-1.6 и 1-1.4 А/мм² соответственно, то в охлаждаемых водой кабелях и трубошинах можно доводить плотность тока до 6-8 А/мм². В действительности эту цифру берут значительно меньшей от 3 до 4 А/мм² из соображения повышения электрического к.п.д. установки.

Весьма важным является соблюдении равной загрузки фаз печи. В период расплавления загрузка фаз все время меняется; эта динамическая

неравномерность их загрузки обуславливается случайным характером изменения длин дуг и их сопротивления. Однако в среднем если система автоматического регулирования режима печи отлажена, нагрузка фаз является одинаковой. Но кроме динамической неравномерности существует еще постоянная статическая, вызываемая геометрической несимметрией короткой сети. Токопроводы фаз, как правило, расположены в одну линию, поэтому их взаимоиנדуктивности не равны, что приводит при равных токах в фазах к различным мощностям отдельных дуг и вызывает усиленное разрушение футеровки против той дуги, мощность которой больше.

Не менее важным оказывается влияние индуктивности короткой сети на электрический режим печи. Для ограничения токов эксплуатационных коротких замыканий и для обеспечения устойчивого горения дуги требуется, чтобы реактивность контура составляла около 30 %. В установках малых печей эта реактивность как уже было сказано недостаточна, и в контур печи приходится включать дополнительную индуктивность. Но по мере увеличения мощности печи индуктивность короткой сети растет, и при мощностях свыше 15 МВт добавочная индуктивность становится излишней. Для еще более мощных печей реактивность короткой сети становится чрезмерной, что снижает коэффициент мощности установки, приводя к повышенным электрическим потерям как в контуре так и в питающей сети. Кроме того циркуляция реактивной составляющей тока в питающей сети вызывает необходимость завышения установленной мощности трансформаторов подстанций и генераторов на питающих станциях.



а

а – звезда на электродах; б – треугольник на шихтованном пакете; в – несимметричный треугольник на электродах; г – симметричный треугольник на электродах; д – триангулированная короткая сеть; 1 – печной

трансформатор; 2 – шины от трансформатора к неподвижным башмакам; 3 – гибкие кабели; 4 – трубошины на печи; 5 – электроды.

Рисунок 5.2 Короткие сети ДСП

Наиболее простой является схема «звезда на электродах». При этой схеме вторичные обмотки трансформатора соединяются в звезду а их выводы сгруппированы пофазно. Такая схема обладает наибольшей индуктивностью и коэффициентом неравномерности, поэтому ее применяют лишь на малых печах, где эти недостатки несущественны.

На печах средней мощности применяется схема «треугольник на шихтованом пакете». В этой схеме вторичные обмотки печного трансформатора включаются в треугольник, а выводы выполняются таким образом чтобы начало и конец каждой фазы располагались рядом. В результате шинный пакет от трансформатора до кабелей оказывается перешихтованным, т.е. в нем рядом расположены шины, несущие прямой и обратный токи. Индуктивность такого пакета неизмеримо меньше по сравнению с индуктивностью отдельных пакетов шин фаз. У конца шинного пакета делаются соединения шин, далее гибкие кабели и трубошины фаз идут раздельно. Эта схема обладает за счет перешихтованного пакета несколькими меньшими индуктивностью и неравномерностью по сравнению с схемой «звезда на электродах»

Дальнейшее уменьшение индуктивности может быть получено при использовании схемы «несимметричный треугольник на электродах». В этой схеме, как и в предыдущей, шины образуют перешихтованные пакеты, однако далее гибкие кабели и трубошины делятся на шесть групп. Соединяемых в треугольник на электродах. Общая индуктивность короткой сети уменьшается, однако неравномерность нагрузки фаз остается высокой.

Наиболее перспективной является короткая сеть с триангулированным токопроводом. В этой схеме после перешихтованного пакета шин гибкие кабели и трубошины средней фазы приподняты относительно крайних фаз, образуя в сечении равносторонний треугольник. Поэтому взаимоиנדуктивности всех фаз одинаковы и схема в эксплуатации обеспечивает коэффициент нагрузки фаз 5-8% [10].

5.7 Определение полезной энергии для нагрева и расплавления металла.

Полезная теплота Q'_l определяется как сумма теплоты, необходимой для нагрева до температуры плавления, для расплавления и перегрева до заданной температуры металла и шлака, т.е согласно [12]:

$$Q'_l = Q_m + Q_{ш}$$

$$Q_m = M_{загр} \cdot [c_1 \cdot (t_{нл} - t_{загр}) + q_m + c_2 \cdot (t_{неп} - t_{нл})] + M_{чуг} \cdot c_{чуг} \cdot (t_{нл} - t_{чуг})$$

, МДж;

$$Q_m = 12000 \cdot [700 \cdot (1500 - 30) + 284000 + 750 \cdot (1600 - 1500)] + 4000 \cdot 850 \cdot (1600 - 1400) = 23349 \text{ МДж.}$$

где $M_{загр}$ – масса скрапа, загружаемого в печь, кг;

c_1 – средняя теплоемкость металла в интервале от $t_{загр}$ – температуры загружаемого скрапа до $t_{пл}$ – температуры плавления, кДж/(кг·К);

c_2 – средняя теплоемкость металла в интервале температур от $t_{пл}$ до $t_{пер}$ – температуры перегрева, кДж/(кг·К);

q_m – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;

Принимаем, что завалка имеет температуру $t_{загр} = 30$ °С.

Для упрощения расчетов среднюю удельную теплоемкость шлакообразующих материалов и расплавленного шлака можно принять равной $c_{шл} = 1,225$ кДж/(кг·К). Скрытая теплота плавления шлака $q_{шл}$ составляет 209 кДж/кг.

$$\omega_{шл} = c_{шл} \cdot (t_{пл} - t_{загр}) + q_{шл}$$

$$\omega_{шл} = 1,125 \cdot (1600 - 30) + 209 = 1975,3 \text{ кДж/кг.}$$

Энергия, необходимая для нагрева, расплавления и перегрева шлака:

$$Q_{шл} = M_{шл} \cdot \omega_{шл}$$

$$Q_{шл} = 2249 \cdot 1975,3 = 4442,4 \text{ МДж.}$$

Суммарная полезная энергия :

$$Q'_1 = 4442,4 + 23349 = 27791,4 \text{ МДж.}$$

5.8 Электрический расчет печи

Мощность выделяющаяся в дуге согласно [13]:

$$P_d = \frac{Q}{\tau} = \frac{27791,4}{1,75} = \frac{27791,4}{6300} = 4,4 \text{ МВт}$$

Вторичный ток:

$$I_d = \frac{P_d}{3U_d} = \frac{4,8}{3 \times 318 \times 10^{-3}} = 5 \text{ кА}$$

Электрические потери установки:

$$P_{\text{пот}} = 3I_2^2 r = 3 \times 25 \times 20 \times 10^{-3} = 1,5 \text{ МВт}$$

Активная мощность установки:

$$P_{\text{акт}} = P_{\text{пот}} + P_{\text{д}} = 1,5 + 4,4 = 5,9 \text{ МВт}$$

Кажущаяся мощность установки:

$$S = \frac{P_{\text{акт}}}{\cos\varphi} = \frac{5.9}{0.82} = 7.2 \text{ МВ} \cdot \text{А.}$$

6 Безопасность жизнедеятельности

6.1 Анализ условий труда

В деревообрабатывающем цехе завода черной металлургии на рабочих местах при проведении технологического процесса возникают множество опасных и вредных производственных факторов. К санитарно-гигиеническим условиям труда относятся: воздействие на организм человека метеорологического фактора (температуры, влажности, скорости движения воздуха); загрязнения воздуха древесной пылью; воздействия шума рабочих установок.

В воздухе рабочей зоны помещений деревообрабатывающих цехов концентрация древесной пыли 6 мг/с^3 . При наличии больших концентраций применяют респираторы.

На деревообрабатывающих предприятиях предусматривают следующие вспомогательные и санитарно-бытовые помещения и оборудование: гардеробные, умывальные; душевые для работающих во всех цехах; ножные ванны для работающих в раскройных цехах, камерной сушки пиломатериалов, в ремонтно-механических цехах, на складах пиломатериалов; уборные и места для курения во всех цехах; кабинеты по технике безопасности; здравпункты на предприятиях с числом работающих 500 чел. и более; помещения для личной гигиены женщин в цехах, где число работающих женщин в наиболее многочисленной смене 15 чел. и более.

Воздух в помещениях очищен от вредных веществ, пыли и микроорганизмов. Патогенная флора исключена. Общее количество колоний на 1 м^3 равно 1000. Воздух рабочей зоны соответствует установленным требованиям с незначительным избытком тепла от видеотерминалов и устройств отображения информации.

Производственные помещения предприятий соответствуют требованиям СНиП. Согласно этим нормам и правилам на постоянных рабочих местах в помещениях деревообрабатывающих цехов предприятий в холодный и переходный периоды года (при температуре наружного воздуха ниже $10 \text{ }^\circ\text{C}$) оптимальная температура воздуха равна $17...19^\circ\text{C}$, допустимая $15...20 \text{ }^\circ\text{C}$; оптимальная относительная влажность воздуха $60...70\%$ не допустимая — не более 75% ; скорость движения воздуха не менее $0,3 \text{ м/с}$ и не более $0,5 \text{ м/с}$

В теплый период года (при температуре $10 \text{ }^\circ\text{C}$ и выше) оптимальная температура воздуха равна $20...30^\circ\text{C}$; допустимая—не более чем на 3°C выше средней температуры наружного воздуха в 13 ч самого жаркого месяца, но не более $28 \text{ }^\circ\text{C}$. Оптимальная относительная влажность воздуха равна $30...60\%$; допустимая влажность при 28°C — не более 55% , при 27°C не более 60% , при 26°C не более 65% , при $25 \text{ }^\circ\text{C}$ не более 70% , при $24 \text{ }^\circ\text{C}$ и ниже не более 75% ; скорость движения воздуха не менее $0,2...0,5 \text{ м/с}$ и не более $0,3...0,7 \text{ м/с}$.

Установлены нормы производственного микроклимата в таблице 1, а также уровни ионизации воздуха.

Таблица 6.1 – оптимальные нормы микроклимата для деревообрабатывающего цеха.

Период года	Температура воздуха, гр. С, не более	Относительная влажность воздуха, %	Скорость движения воздуха, м/с
1	2	3	4
Холодный	15-20	30-60	0,3-0,5
Теплый	20-30	30-60	0,2-0,7

Вентиляция воздуха обеспечивает автоматическое поддержание параметров микроклимата в необходимых пределах в течение всех сезонов года, очистку воздуха от пыли и от вредных частиц, создание небольшого избыточного давления в чистых помещениях для исключения поступления неочищенного воздуха. Предусматривается, также, возможность индивидуальной регулировки раздачи воздуха в отдельных помещениях [14].

6.2 Расчет системы вентиляции

Определим количество воздуха L м³/ч, которое необходимо вывести за один час из помещения, чтобы вместе с ним удалить избыток тепла по следующей формуле:

$$L = \frac{Q_{\text{изб}}}{C_v \cdot t \cdot \rho_v} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где C_v – теплоемкость сухого воздуха, ккал/кг ($C_v=0,24$ ккал/кг град);

$t = t_{\text{ух}} - t_{\text{вх}}$ при расчетах возьмем $t=5^\circ\text{C}$;

ρ_v – плотность уходящего воздуха, определяемая в зависимости от температуры, кг/м³ (при расчетах принимается $\rho_v=1,20$ кг/м³).

Определим избыточное тепло $Q_{\text{изб}}$ ккал/ч

$$Q_{\text{изб}} = Q_{\text{п}} - Q_{\text{от}},$$

где $Q_{\text{п}}$ – количество тепла поступающего в воздух помещения, ккал/ч;

$Q_{\text{от}}$ – теплоотдача в окружающую среду через наружные ограждения (в теплое время года, при расчетах можно принять нулю).

Количество тепловыделений $Q_{\text{п}}$ зависит от мощности оборудования, числа работающих людей и тепла, которое вносится в помещение через оконные проемы

$$Q_{\text{п}} = Q_{\text{об}} + Q_{\text{л}} + Q_{\text{р}} + Q_{\text{оп}},$$

где $Q_{об}$ – тепло, выделяемое производственным оборудованием, ккал/ч;

$Q_{л}$ – тепло выделяемое людьми, ккал/ч;

$Q_{оп}$ – тепло выделяемое осветительными приборами;

$Q_{р}$ – тепло, вносимое солнечной радиацией, ккал/ч.

Тепло, выделяемое производственным оборудованием в рабочем помещении, определяется из соотношения

$$Q_{об} = 860 \cdot P_{об} \cdot n,$$

где 860 тепловой эквивалент 1 кВт·ч, то есть тепло, эквивалентное 1 кВт·ч электрической энергии;

$P_{об}$ – мощность, потребляемая оборудованием $P_{об} = 30$ кВт;

n – коэффициент перехода тепла в помещение, $n=0,75$;

$$Q_{об} = 860 \cdot 30 \cdot 0,75 = 12900 \text{ ккал/ч.}$$

Тепло, вносимое солнечной, радиацией, определяется из соотношения

$$Q_{р} = m \cdot F \cdot g_{ост},$$

где m – количество окон в помещении;

$g_{ост}$ – солнечная радиация через остекленную поверхность, то есть количество тепла, вносимое за 1ч через остекление площадью в 1 м².

Т.к. в помещении отсутствуют окна, то $Q_{р} = 0$ ккал/ч.

Тепло выделяемое людьми определяется

$$Q_{л} = Q_{ч} \cdot n,$$

где $Q_{ч}$ – количество тепла выделяемое одним человеком;

n – количество человек.

При температуре 25 °С (летний режим), $Q_{чел} = 58Вт$, тогда

$$Q_{людей} = 15 \cdot 93Вт = 1395Вт$$

При температуре 18 °С (зимний режим), $Q_{чел} = 128Вт$, тогда

$$Q_{людей} = 15 \cdot 128Вт = 1920кВт$$

Расчет теплоступлений от освещения производится по формуле [15]:

$$Q_{\text{осв}} = \eta \cdot N_{\text{осв}}, \text{Вт}$$

где η - коэффициент перехода электрической энергии в тепловую ($\eta = 0,5$),

$N_{\text{осв}}$ - установленная мощность ламп ($N_{\text{осв}} = 70 \text{Вт} / \text{м}^2$), площадь над зрительными трибунами равна 2450м^2 .

$$Q_{\text{осв}} = 0,5 \cdot 70 \cdot 2450 = 85750 \text{кВт}$$

Тогда тепловыделение для летнего режима составит

$$Q_{\text{изб}} = 12900 + 0 + 1395 + 85750 = 100045 \text{ ккал/ч.}$$

Тепловыделение для зимнего режима составит

$$Q_{\text{изб}} = 12900 + 0 + 1920 + 85750 = 100570 \text{ ккал/ч.}$$

Таким образом, необходимый воздухообмен для летнего режима будет равен

$$L = \frac{100045}{0,24 \cdot 5 \cdot 1,20} = 69476 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Воздухообмен для зимнего режима будет равен

$$L = \frac{100570}{0,24 \cdot 5 \cdot 1,20} = 69840 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Кратностью воздухообмена

$$K = \frac{L}{V_{\text{п}}},$$

где $V_{\text{п}}$ – объем помещения $V_{\text{п}} = 18914 \text{ м}^3$;

$$K = \frac{69476}{18914} = 3,7 \text{ ч.}$$

Находим требуемую производительность кондиционера

$$W_{\text{к}} = k_3 \cdot L,$$

где k_3 – коэффициент запаса, $k_3 = 1,3 \div 2,0$;

$$W_k = 1,3 \cdot 69476 = 90319 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Исходя из расчетов в помещение с оборудованием, для соблюдения требуемых параметров микроклимата следует установить 8 вентиляторов осевых вытяжных АХСВФ 630D4-26 с производительностью не менее 12 398 м³/ч.

6.3 Расчет вентиляции по удалению опилок

Для рабочей зоны производственных помещений существуют свои нормативы качества воздуха – среднесменная, или максимально разовая ПДК. У древесной пыли среднесменная ПДК равна $C_{рз} = 6 \text{ мг/м}^3$

По СНиП допустимая концентрация вредностей в приточном воздухе составляет 30 % от ПДК в воздухе рабочей зоны, т. е. в нашем случае $C_{пр} = 1,8 \text{ мг/м}^3$. При работе станков образуется пыль (размеры частиц до 200 мкм), опилки, стружка. Зону выделения пыли локализуют путем использования различных видов кожухов, укрытий. Кожух имеет выходной патрубок для подключения к аспирационной системе. Полностью укрыть зону обработки не удается, т. к. необходимо подавать заготовку и убирать обработанную деталь. Путем отсоса воздуха в зазорах между кожухом и деталью требуется создать такую скорость движения воздуха, подсасываемого из помещения, чтобы воспрепятствовать выбиванию пыли наружу. В соответствии с конструктивными особенностями станка эту скорость принимают равной 25 м/с, редко 30 м/с. На участке имеется пять станков, которые выделяют 32,4 кг/ч опилок и пыли. С учетом неполной загруженности станков в расчетный 20-минутный интервал времени, одновременности их работы (три из пяти станков), удаления 95 % вредностей системой аспирации и 80 % оседаний неуловленной пылеприемниками пыли в воздух помещения поступает $m = 0,0287 \text{ г/с} = 103320 \text{ мг/ч}$. Это составляет 0,32 % от начальной величины отходов.

Требуемый воздухообмен на разбавление вредностей до ПДК

$$L = L_{мо} + \frac{m - L_{мо}(C_{рз} - C_{пр})}{C_{уд} - C_{пр}} = 69476 + \frac{103320 - 69476(6 - 1,8)}{6 - 1,8} = 24600 \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $L_{мо}$ – объем воздуха, удаляемого местными отсосами;

$C_{уд}$ – концентрация пыли в удаляемом воздухе, мг/м³. Считаем, что пыль равномерно распределена в помещении, поэтому $C_{уд} = C_{рз} = 6 \text{ мг/м}^3$;

$C_{пр}$ – допустимая концентрация вредностей в приточном воздухе;

Дополнительно к общеобменной системе вентиляции предусмотрена аспирационная система для удаления древесной пыли на рабочем месте.

Производство местной вентиляции составит $24600 \text{ м}^3/\text{ч}$. Тогда общеобменная вентиляция будет равна

$$L_{\text{общ}} = 69476 - 24600 = 44876 \text{ м}^3/\text{ч}$$

6.4 Расчет зануления электрооборудования.

Принципиальная схема зануления показана на рисунке 6.1. На схеме показано что ток короткого замыкания $I_{\text{кз}}$ в фазном проводе зависит от фазного напряжения сети $U_{\text{ф}}$ и полное сопротивление цепи, складывающегося из полных сопротивлений обмотки трансформатора $Z_{\text{т/3}}$, фазного проводника $Z_{\text{ф}}$, нулевого защитного проводника $Z_{\text{н}}$, внешнего индуктивного сопротивления петли фаза – ноль $X_{\text{п}}$, активного сопротивления заземления нейтрали трансформатора R_0 [16].

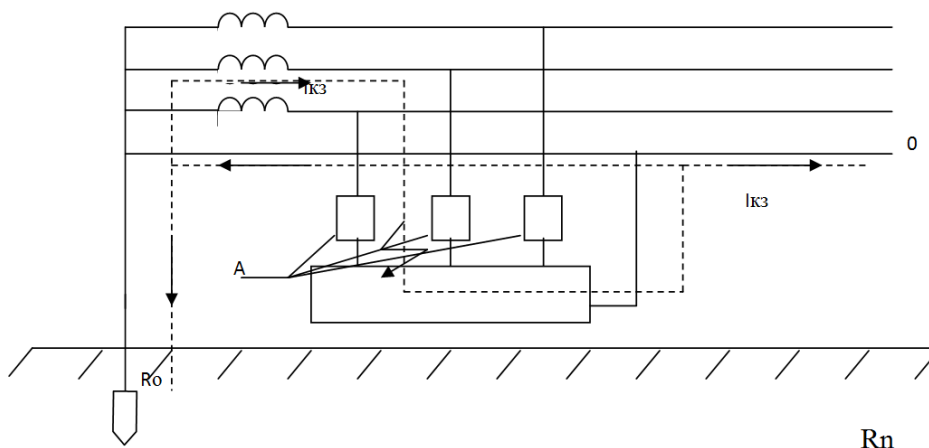


Рисунок 6.1 – Принципиальная схема сети переменного тока с занулением

A – аппарат защиты (предохранитель или автоматический выключатель);

R_0 – заземление нейтрали; $R_{\text{п}}$ – повторное заземление

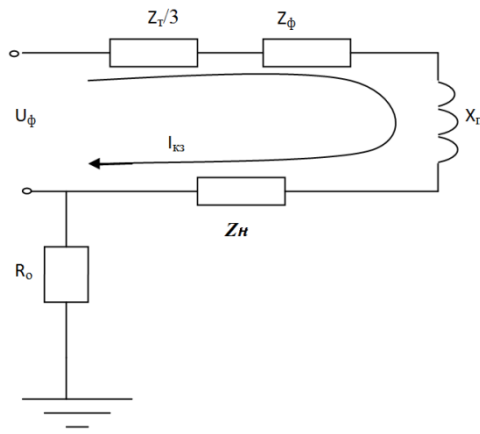


Рисунок 6.2 – Полная расчетная схема соединения зануления

Поскольку R_0 , как правило, велико по сравнению с другими элементами цепи, параллельная ветвь, образованная им вырабатывает незначительное увеличение тока короткого замыкания, что дает возможность пренебречь им. В то же время такое допущение ужесточает требования к занулению и делает легче расчетную схему, представленную на рисунке 6.3.

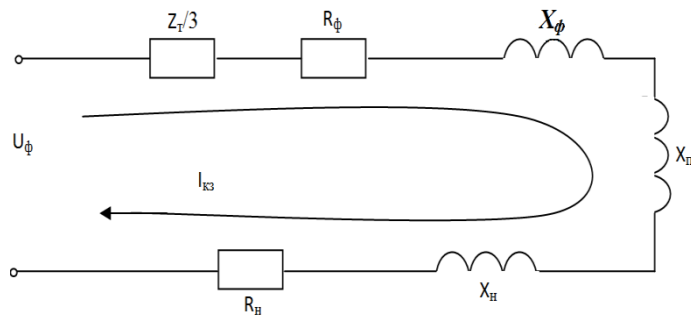


Рисунок 6.3 – Упрощенная схема зануления.

В этом случае выражение короткого замыкания $I_{кз}$ в комплексной форме согласно формуле [16]:

$$I_{кз} = U_{\phi} / (Z_T/3 + Z_{\phi} + Z_H + jX_n),$$

где U_{ϕ} – фазное напряжение сети, В;

Z_T – комплекс полного сопротивления обмоток трехфазного источника тока (трансформатора), Ом;

R_{ϕ} и R_H – активное сопротивление фазного и нулевого защитного проводников, Ом;

X_n – внешнее индуктивное сопротивление контура (петли) фазный проводник – нулевой защитный проводник (петля – фаза – нуль), Ом;

$Z_n = Z_{\phi} + Z_H + jX_n$ – комплекс полного сопротивления петли фаза–нуль, Ом.

С учетом последнего:

$$I_{кз} = U_{\phi} / (Z_M / 3 + Z_n).$$

При расчете зануления можно допустить, что вычисления действительного значения (модуля) тока короткого замыкания $I_{кз}$ модули сопротивления обмоток трансформатора и петли фаза нуль $Z_T/3$ и Z_n складываются арифметически. Это допущение также ужесточает требования безопасности и поэтому считается допустимым, хотя и является не точным.

Полное сопротивление петли фаза – нуль в действительной форме определяется из формулы [16]:

$$Z_n = \sqrt{(R_{\phi} + R_n)^2 + (X_{\phi} + X_n + X_n)^2}, \text{ Ом.}$$

Формула 6.13 для проверочного расчета определяется с учетом коэффициента кратности K тока короткого замыкания определяемого требованиями к занулению:

$$K \cdot I_n \leq U_{\phi} / (Z_{T/3} + Z_n)$$

Значение коэффициента K принимается равным $K \geq 3$ в случае если электроустановка защищается предохранителями и автоматическими выключателями содержащими обратную зависимость от тока. В случае если электроустановка защищается автоматическим выключателем содержащим только электромагнитный расцепитель (отсекку), то для автоматов с I_n до 100 А, $K = 1,4$, а для автоматов с $I_n > 100$ А, $K = 1,25$.

6.5 Расчет зануления участка механического цеха

Деревообрабатывающий цех завода черной металлургии мощностью 30 кВт, $\cos\phi=0,95$; $K_i=0,8$, $K_p=5$ запитывается от трансформатора подстанции мощностью 1000 кВА(Δ/Y). Длина кабеля от подстанции до вводов цеха 25 м; от щитка до двигателя 50 м.

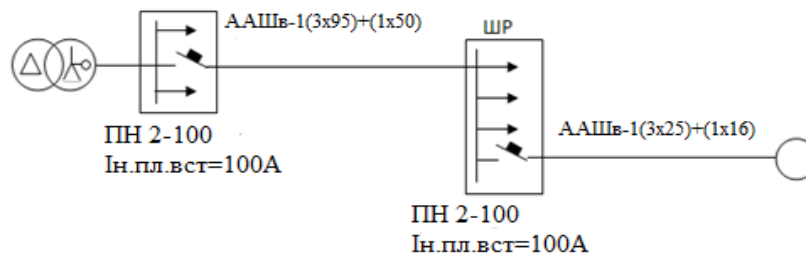


Рисунок 6.4 - Схема замещения
Номинальный ток электродвигателя

$$I = \frac{1000 \cdot P}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos\varphi}$$

$$I = \frac{1000 \cdot P}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos\varphi} = \frac{1000 \cdot 30}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,95} = 48,88 \text{ A}$$

Сопротивления фазного и нулевого проводников

$$R = \frac{\rho \cdot l}{S}$$

$$R_{\phi 1} = \frac{0,028 \cdot 25}{95} = 0,0074 \text{ Ом}$$

$$R_{\phi 2} = \frac{0,028 \cdot 50}{25} = 0,056 \text{ Ом}$$

$$R_{\phi\Sigma} = 0,0074 + 0,056 = 0,0634 \text{ Ом}$$

$$R_{\kappa 1} = \frac{0,028 \cdot 25}{50} = 0,014 \text{ Ом}$$

$$R_{\kappa 2} = \frac{0,028 \cdot 50}{16} = 0,0875 \text{ Ом}$$

$$R_{\kappa\Sigma} = 0,014 + 0,0875 = 0,1015 \text{ Ом}$$

Пусковой ток электродвигателя

$$I_{\Pi} = K_{\Pi} \cdot I_{\text{НОМ}}$$

$$I_{\Pi} = K_{\Pi} \cdot I_{\text{НОМ}} = 5 \cdot 48,88 = 244,4 \text{ A}$$

Номинальный ток плавкой вставки

$$I_{\text{НПЛ.ВСТ}} = \frac{I_{\text{пускЭД}}}{K_m}$$

$$I_{\text{НПЛ.ВСТ}} = \frac{244,4}{2,5} = 97,7 \text{ A}$$

Выбираем ближайшую стандартную плавкую вставку на ток 100 А.

Ожидаемое значение тока короткого замыкания

$$I_{кз} > 3 \cdot I_{нпл.вст}$$

$$I_{кз} > 3 \cdot I_{нпл.вст} = 3 \cdot 100 = 300 \text{ А}$$

Плотность тока в нулевом и фазном проводнике

$$\delta = \frac{I_{н.эд}}{S}$$

$$\delta = \frac{48,88}{25} = 1,95 \text{ А/мм}^2$$

Внешнее индуктивное сопротивление петли фаза-нуль

$$X_n = 0,6 \cdot 0,064 = 0,0384 \text{ Ом}$$

Сопротивление петли фаза-нуль

$$Z_n = \sqrt{(R_{\phi} + R_n)^2 + (X_{\phi} + X_n + X_n)^2}$$

$$Z_n = \sqrt{(0,0634 + 0,1015)^2 + (0,001 + 0,001 + 0,0384)^2} = 0,17 \text{ Ом}$$

Ток короткого замыкания

$$I_{кз} = \frac{U_{\phi}}{\frac{Z_{г}}{3} + Z_n}$$

$$I_{кз} = \frac{220}{\frac{0,027}{3} + 0,17} = 1229,05 \text{ А}$$

Ток через тело человека

$$I_h = \frac{I_{кз} + Z_n}{R_h} = \frac{1229,05 + 0,17}{1000} = 0,2 \text{ А}$$

Напряжение прикосновения

$$U_{пр} = I_h \times R_h = 0,2 \times 1000 = 200 \text{ В}$$

Проверка на условие надежного срабатывания защиты

$$I_{кз} > 3 \cdot I_{н.пл.вст}$$

$$1229.05 \text{ А} > 300 \text{ А}$$

Ток короткого замыкания более чем в три раза превышает номинальный, т.е. при замыкании на корпус плавкая вставка перегорит за 0,2 с и отключит поврежденную фазу.

По расчетному номинальному току плавкой вставки к установке может быть принят предохранитель типа ПН 2-100 $I_{н.пл.вст}=100\text{А}$ или выключатель ВВtel-100 $I_{н.авт}=100 \text{ А}$. Расчет в деревообрабатывающем цеху показал, что обеспечивается требуемый уровень электробезопасности. Время срабатывания автомата соответствует нормам, что позволяет персоналу не волноваться за свое здоровье при повреждении оборудования.

7.1 Цель разработки проекта

Целью технико-экономического обоснования является реализация строительства подстанции 110/10,5 кВ и прилегающих к ней сетей 110 и 10,5 кВ.

Строящаяся подстанция служит для реализации электроэнергии завода черной металлургии со стороны 110 и 10,5кВ.

Проектируемую подстанцию и прилегающие к ней сети предполагается разместить вблизи завода. Сооружение ЛЭП 110 и 10,5 кВ запланировано с использованием железобетонных опор. Длина линии 110 КВ составляет 6 километров. Линии электропередачи 110-10,5 кВ, как правило, должны выполняться воздушными.

Для возможности строительства и эксплуатации рассматриваемого энергообъекта формируется товарищество с ограниченной ответственностью с привлечением средств за счет выпуска акций и заемного капитала потенциальных инвесторов.

Для стоимостной оценки результата используются действующие цены и тарифы $T=14,5$ тенге за 1 кВт ч.

7.2 Расчет капитальных вложений в строительство подстанции и ЛЭП

Из технических расчетов следует, что второй вариант электроснабжения со строительством ЛЭП 10 кВ является невыгодным за счет недопустимых потерь электроэнергии. Поэтому дальнейшие расчеты приведены для первого варианта - строительство ЛЭП 110кВ.

Капитальные затраты на сооружение подстанции определяются составом оборудования:

$$K_{\text{П/СТ}} = (\sum K_i \cdot n_i + K_{\text{пост}}) \cdot \alpha_p,$$

где K_i - расчетные стоимости распределительных устройств, трансформаторов, а также дополнительные капиталовложения линейных ячеек, оборудованных высокочастотной связью;

n_i - соответственно число единиц перечисленного оборудования;

$K_{\text{пост}}$ - постоянная часть затрат по подстанции, мало зависящая от мощности подстанции;

α_p - коэффициент, учитывающий район сооружения. ($\alpha_p=1$)

Затраты на трансформаторы ГПП согласно [17]:

$$K_{\text{трГПП}}=2 \times 120000 \times 182=43,68 \text{ млн. тенге}$$

Затраты на выключатели В1-2, В3-4:

$$K_{В1-2,3-4}=2 \times 3752000=7504000 \text{ тенге}$$

Затраты на разъединители Р1-4:

$$K_{Р1-4}=2 \times 538720=1077440 \text{ тенге}$$

Затраты на ограничители перенапряжений ОПН1-2:

$$K_{ОПН1-4}=2 \times 260260=520520 \text{ тенге}$$

Следовательно суммарные затраты на оборудование для подстанции ГПП 110/10 кВ составят:

$$K_{п/ст} = 43,68 + 7,504 + 1,077 + 0,52 = 52,78 \text{ млн. тенге}$$

Стоимость сооружения ЛЭП определяется основными ее параметрами: напряжением, типом опор, маркой проводов и конструкцией фазы, районом строительства, характеристикой трассы и климатическими условиями и рассчитывается по выражению [17]:

$$K_{ЛЭП} = k_{уд} \cdot L \cdot \alpha_{нв} \cdot \alpha_p + \Delta K_{р.пр.} + \Delta K_{д.гр.} + n_{р.б.} \cdot K_{р.б.} + K_{св}$$

где $K_{уд.i}$ - удельные показатели стоимости 1 км линии, соответствующие уровню напряжения и количеству цепей, а также учитывающий определенные условия прохождения трассы (по равнине, лес - не более 10% от длины трассы, доставка грузов до трассы - не более 20 км и развозка оборудования по трассе - не более 10 км);

L - длина линии;

$\alpha_{нв}$ - поправочный коэффициент, учитывающий скоростной напор ветра (при высоте опор до 15 м $\alpha_{нв}=1$);

α_p - коэффициент, учитывающий район прохождения трассы (по РК $\alpha_p=1$);

$\Delta K_{р.пр.}$ - затраты, учитывающие рубку просеки в лесу, если лес составляет более 10% длины трассы (в данном варианте не учитывается);

$\Delta K_{д.гр.}$ - затраты, учитывающие доставку грузов к линии, если условия доставки отличаются от вышеуказанных;

$n_{р.б.}$ - количество ремонтных баз вдоль линии;

$K_{р.б.}$ - затраты на создание и оснащение одной ремонтной базы;

$K_{св.}$ - затраты на создание линий связи вдоль ЛЭП.

$$K_{уд}=3931200 \text{ тг./км}$$

$$K_{\text{ЛЭП}} = 3931200 \times 6 \times 1 \times 1 + 0,1 + 1 = 23,6 \text{ млн. тенге}$$

Общие капитальные вложения в строительство энергообъекта составят:

$$K_{\text{ЭС}} = K_{\text{П/СТ}} + K_{\text{ЛЭП}} = 52,78 + 23,6 = 76,38 \text{ млн. тенге}$$

7.3 Определение ежегодных эксплуатационных издержек

Издержки производства подстанции и прилегающих к ней сетей объединены с затратами на содержание подстанции, распределительных устройств и линий электропередач.

$$I_{\Sigma} = I_{\text{П/СТ}} + I_{\text{ЛЭП}}$$

$$I_{\text{ЭКС}} = I_{\text{ам}} + I_{\text{об/рем}}$$

$$I_{\text{экс}} = \frac{\alpha_{\text{ам}}}{100} \cdot K$$

где $\alpha_{\text{ам}}$ - нормы ежегодных амортизационных отчислений %;

$\alpha_{\text{ам/ЛЭП}} = 13,4\%$ исходя из метода ускоренной амортизации;

$I_{\text{об/рем}}$ - издержки на обслуживание и ремонты, тенге/год;

$\alpha_{\text{ам/оборуд}} = 17\%$ исходя из метода ускоренной амортизации;

$\alpha_{\text{об/рем}} = 3\%$.

$$I_{\text{ам/ЛЭП}} = 0,134 \times K_{\text{ЛЭП}} = 0,134 \times 23,6 = 3162400 \text{ тенге}$$

$$I_{\text{ам/обор}} = I_{\text{а об}} = 0,17 \times K_{\text{об}} = 0,17 \times 52,78 = 8972600 \text{ тенге.}$$

$$I_{\text{экс/ЛЭП}} = 0,134 \times K_{\text{ЛЭП}} = 0,134 \times 23,6 = 3162400 \text{ тенге}$$

$$I_{\text{экс/обор}} = 0,03 \times K_{\text{об}} = 0,03 \times 52,78 = 1583400 \text{ тенге}$$

Стоимость потерь:

$$I_{\text{пот.}} = C_0 \times (W_{\text{трпп}} + W_{\text{лэп}}) = 14 \times (1583509,2 + 3378152,96) = 4961662,16 \text{ тенге.}$$

$$I_{\Sigma} = I_{\text{а}} + I_{\text{пот}} + I_{\text{П/СТ}},$$

$$I_{\Sigma} = 3162400 + 3162400 + 8972600 + 1583400 + 4961662,16 = 21,84 \text{ млн. тенге.}$$

7.4 Расчет себестоимости передачи электроэнергии

Полная себестоимость передачи электроэнергии по сетям энергосистемы определяется суммарными издержками, связанными с передачей и распределением электроэнергии, и количеством энергии отпущенной к потребителю.

Себестоимость передачи электроэнергии:

$$S = \frac{I_{\Sigma}}{\mathcal{E}_{\text{год}}} = \frac{21,84}{26,505} = 0,82 \text{ тенге, кВт}\cdot\text{ч}$$

где $\mathcal{E}_{\text{год}}$ – годовое энергопотребление предприятия.

$$\mathcal{E}_{\text{год}} = 3025,707 \times 8760 = 26.505 \text{ млн. кВт}\cdot\text{ч.}$$

7.5 Определение NPV (чистой текущей стоимости)

Для определения NPV, необходимо спрогнозировать величину финансовых потоков в каждый год проекта, а затем привести их к общему знаменателю, для сравнения во времени. То есть NPV – это разница между суммой денежных поступлений порождаемых реализацией проекта и дисконтированных текущих стоимостей и всех затрат необходимых для реализации этого проекта.

Чистая приведенная стоимость определяется:

$$NPV = \sum_1^n \frac{CF_n}{(1+r)^n} - I_0,$$

где CF – ежегодные денежные поступления;

n - годы реализации проекта;

I_0 - полные суммарные инвестиции;

$r=8\%$, ставка дисконтирования;

Ежегодные денежные поступления

$$I_{\text{ам}} = 3,1624 + 8,9726 = 12,14 \text{ млн тенге}$$

$$CF = I_{\text{ам}} = 12,14 \text{ млн. тенге}$$

Результаты расчета сведем в таблицу

Таблица 7.1 Результаты расчета чистой текущей стоимости

Год	CF, млн тенге	$\frac{1}{(1+r)^n}$	PV1, млн тг	NPV1, млн тенге
0,00	-76,38		-76,38	0,00
1	12,4	0,9259	11,481	-64,9
2	12,4	0,8573	10,631	-54,27
3	12,4	0,7938	9,8435	-44,42
4	12,4	0,735	9,1144	-35,31
5	12,4	0,6806	8,4392	-26,87
6	12,4	0,6302	7,8141	-19,06
7	12,4	0,5835	7,2353	-11,82
8	12,4	0,5403	6,6993	-5,122
9	12,4	0,5002	6,2031	1,0814

Расчет ведется до первого положительного значения NPV, т.е. до 9-го года. NPV больше нуля, следовательно, при данной ставке дисконтирования проект является невыгодным для предприятия. Срок окупаемости проекта составляет более 8 лет. Это больше, чем нормативный срок окупаемости. Можно рассчитывать, что погашение кредита возможно будет за счет прибыли завода черной металлургии, где установлена рассматриваемая подстанция.

Заключение

Спроектированная система электроснабжения завода черной металлургии имеет следующую структуру. Предприятие получает питание от ТЭЦ по двухцепной воздушной линии электропередачи длиной 6 км напряжением 110 кВ. В качестве пункта приема электроэнергии на подстанции используется 14 трансформаторов пинания мощностью 2500кВА.

Выбор оборудования 110 кВ: выключатель типа НСФ-1012, выбран трансформатор типа ТМН-2500/10, для распределения электроэнергии в здании используем кабель марки ААШв-10-(3×150).

Рассмотрены группы электроприемников различных нужд, а также специализированное оборудование.

Из приведенных расчетов в части экономики срок окупаемости инвестиций составляет около 9 лет. Таким образом, анализ приведённых финансово-экономических показателей свидетельствует, что инвестиции в данный проект являются эффективными.

Предложенная схема электроснабжения подходит по всем требованиям безопасности, надежности, экономичности.

Список литературы

1. Жилов Ю. Д. Справочник по медицине труда и экологии/Ю. Д. Жилов, Г. И. Куценко. – 1995
2. Архипов В.В.; Касенков М.А; Ларин М.Н и др. Технология металлов. – М.: - Машгиз, 1959. – 768с.
3. О.П.Живаева, М.А. Тергеусизова. Проектирование систем электроснабжения. Методические указания и задания к выполнению курсовой работы для студентов всех форм обучения специальности 050718 – Электроэнергетика – Алматы: АИЭС, 2009.-74с.
4. Зуев Э.Н. Экономическая плотность тока в кабельных линиях 6 – 10 кВ в современных условиях// ЭЛЕКТРО. Электротехника, электроэнергетика, электротехническая промышленность. – 2004. — №5. – С. 43.
5. Кабышев А.В. Электроснабжение объектов. Ч. 2. Расчет токов короткого замыкания в электроустановках до 1000 В: учебное пособие. - Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2009. - 168 с.
6. Свирен С.Я. Электрические станции, подстанции и сети. Пособие по курсовому и дипломному проектированию. Киев: ГИТЛ УССР, 1962. - 282 с.
7. Л.Д.Рожкова, В.С.Козулин. Электрооборудование станций и подстанций.
8. Ю.А. Леньков, Г.Х. Хожин. Выбор коммутационных аппаратов и токоведущей частей распределительных устройств электрических станций и подстанций. Учебное пособие по дисциплине «Электрические станции и подстанции» для студентов электроэнергетических специальностей.
9. Патент 2084542 Российская Федерация, МПК: C21C5/52, C21C5/48/ Дуговая сталеплавильная печь/ Арутюнов В.А., Стомахин А.Я., Егоров А.В. и др. Заявка № 95111684/02 от 06.07.1995 Опубл. 20.07.1997.
10. А.Д. Свенчанский, И.Т. Жердев. Электрические промышленные печи. Дуговые печи и установки специального нагрева; Учебник для вузов. – М.: Энергоиздат, 1981.
11. Зинуров К.Ю., Строганов А.И., Кузнец Л.К. и др. Дуговые сталеплавильные печи. Атлас. М. изд. «Металлургия». 1977г.
12. В.А. Ульянов, В.Н. Гуцин. Плавильные печи литейных цехов: учеб. пособие/ НГТУ им. Р.Е.Алексеева. – 2-е изд., перераб. –Нижний Новгород, 2013. – 241 с.
13. А.Д. Свенчанский, И.Т. Жердев. Электрические промышленные печи. Дуговые печи и установки специального нагрева; Учебник для вузов. – М.: Энергоиздат, 1981.
14. Аганесян Д.Ю. Техника безопасности на предприятиях. – М., 2005.
15. Р.В. Русланов. Отопление и вентиляция жилых и общественных зданий. Киев.: издат-во:Будівельник.1983г.

16. Санатова Т.С, Мнанбаева С.Е. Безопасность жизнедеятельности "Расчет зануления" Методические указания к выпускной работе для студентов-бакалавров всех специальностей и всех форм обучения- Алматы: АУЭС, 2011.

17. Жакупов А.А., Хижняк Р.С. Методические указания к выполнению экономической части выпускных работ (для бакалавров, обучающихся по направлению «Электроэнергетика»). – Алматы: АИЭС, 2011г.