

Оригинал

РАСЧЕТЫ ПО МЕТАЛЛУРГИИ

I. В. Ричардса

Профессора металлургии въ «Lehigh University».

Перевелъ съ согласія автора и редактировалъ сочиненіе
„Metallurgical calculations by Prof. Joseph W. Richards“

ИНЖЕНЕРЪ-МЕТАЛЛУРГЪ

С. И. Кошкинъ.

Часть третья.

Металлы иные, чѣмъ желѣзо.

(Мѣдь, свинець, серебро, золото, цинкъ, алюминій).



С.-ПЕТЕРБУРГЪ.

Изданіе Н. Л. Риккера.

Невскій пр. 14.

1914.

Расчеты по металлургіи. Соч. І. В. Ричардсъ. Перев. съ согл. автора и редактировалъ сочиненіе инж. металлургъ С. И. Кошкинъ. Часть общая. VI+133 стр. 1909 г., ц. 2 р.; Часть специальная. IV+161 стр. 1909, ц. 2 р.

Металлургія золота. Практическое руководство къ металлургической обработкѣ золото-содержащихъ рудъ, со включеніемъ пробы плавки и очистки золота, горн. инж. М. Эйлера. Перев. съ 5 англійск. изд. Л. А. Кулибинъ. 2 русск. изд. X+574 стр. съ 305 рис. и XIV табл. 1905, ц. 7 руб., въ пер. 7 р. 80 к.

Металлургія мѣди, Сухой путь. Руков. для горныхъ инжен., студентовъ и техник. по горн. части. Горн. инж. Б. Н. Померанцева. VIII+300 стр., съ 72 черт. въ текстѣ, 1 фототип. и 8 табл. черт. 1903, ц. 4 р. 50 к., въ перепл. 5 руб.

Трудъ горнаго инж. Б. Н. Померанцева подъ названіемъ «Металлургія мѣди» представляетъ собой цѣнный вкладъ въ русскую техническую литературу и по своей полнотѣ, обстоятельности и хорошему изложенію заслуживаетъ одобреніе и можетъ быть рекомендованъ русскимъ техникамъ, какъ хорошее современное руководство по металлургіи мѣди. Изъ отзыва Горн. Ученаго Комитета отъ 20 апрѣля 1904 г.

Металлургія мѣди. Электролитическое рафинированіе мѣди и извлеченіе мѣди изъ рудъ при помощи электролиза. Руководство для горныхъ инженеровъ, студентовъ и техниковъ по горной части. Горн. инж. Б. Н. Померанцева. VI+167 стр., съ 103 рис. въ текстѣ и 2 табл. 1905, ц. 2 р. 80 к.

Основанія металлургіи чугуна, желѣза и стали. Соч. проф. Г. Веддинга. Перев. съ нѣм. А. К. Гюнтеръ и В. М. Смольниковъ. 495 стр., съ 205 рис. въ текстѣ и 2 табл. 1909, ц. 3 р. 50 к.

Двадцатипятилѣтіе введенія Мартеновскаго производства въ Россіи. 1870—1895. Сборникъ статей по Мартеновскому дѣлу, составленный Обществомъ Горныхъ Инженеровъ. 214 стр., съ 3 гравюрами и XI табл. рис. 1898. ц. 3 р.

Химическое равновѣсіе окисловъ желѣза съ углекислотой и окисью углерода. Сост. горн. инж. Б. Н. Померанцевъ. 39 стр., съ 1 діаграммой 1904, ц. 50 к.

Изъ предисловія. Въ виду громаднаго теоретическаго и практическаго значенія, которыя имѣютъ процессы возстановленія окисловъ желѣза и распадненіе углекислоты и окиси углерода въ общей металлургіи, равно какъ и въ металлургіи желѣза, мы сочли необходимымъ изложить блестящія работы въ этомъ направленіи, принадлежащія О. Boudouard'у, Вагъ'у и Glaessner'у. Всякій техникъ, всякій металлургъ, которому приходится имѣть дѣло съ доменными печами, генераторами и газовыми топками, оцѣнитъ всю ихъ важность.

Металлографія въ приложеніи къ металлургіи. Сочиненіе проф. Е. Неун'а. Переводъ съ нѣм. Ив. И. Жукова. 64 стр., съ 26 рис. 1904 г. ц. 50 коп.

Чугунно- и сталелитейное дѣло. Практическое руководство по всѣмъ отраслямъ литейнаго производства и правила раціональнаго устройства литейныхъ заводовъ проф. А. Ледебура. Переводъ съ 3 нѣм. изд. горн. инж. І. И. Ефронъ. X+424 стр., съ 226 рис. 1902, ц. 4 р., въ пер. 4 р. 80 к.

Чугунно-литейное дѣло. Томъ І. Сочин. бывш. проф. В. С. Кнаббе. XVI+855 стр. и 1 таб. черт. съ отд. атласомъ изъ 12 гравиров. таблицъ. 1900, ц. 10 р. въ перепл. 12 р. 50 к.

Типографія Р. Г. ШРЕДЕРА. Гороховая, 49.

ОГЛАВЛЕНИЕ.

	СТРАН.
Глава I. Metallургія мѣди	1
Обжиганіе и плавленіе мѣдныхъ рудъ	1
Купферштейнъ	1
Операція обжиганія	7
Пиритное плавленіе	15
Основные принципы	17
Теоретическая температура	18
Добавочный коксъ	20
Скорость плавленія	20
Примѣръ Freeland'a	21
Примѣръ Sticht'a	28
Плавленіе мѣдныхъ рудъ	30
Плавленіе въ отражательныхъ печахъ	32
Примѣръ Peters'a	33
Плавленіе въ шахтенной печи	39
Концентраціонная плавка и Уэльскій процессъ	42
Концентраціонная плавка—примѣръ Freeland'a	44
Плавленіе—обжигъ	50
Бессемерованіе купферштейна	52
Теоретическое повышеніе температуры	54
Примѣръ Randolph'a	56
Электрометаллургія мѣди	59
Электролитическіе процессы	60
Прямая обработка рудъ электролизомъ	60
Электролизъ купферштейна'.	62
Употребленіе купферштейна какъ анодъ	63
Употребленіе купферштейна какъ катодъ	68
Электролизъ растворовъ	70
Употребленіе нерастворимаго желѣзнаго анода	71
Употребленіе нерастворимыхъ анодовъ	73
Смѣшанный способъ Сименсъ и Гальске	77
Способъ Hoerfner'a	79
Электролитическое рафинированіе мѣди	81
Энергія поглощенная электролитомъ	81
Потери энергіи въ контактахъ	83
Потеря энергіи въ проводникахъ	87
Электрическое плавленіе мѣдныхъ рудъ	92
Примѣръ Vattier.	93

	СТРАН.
Глава II. Metallургія свинца	97
Возстановленіе окиси свинца и окисленіе свинцоваго блеска.	99
Двойное разложеніе	100
Окислительное рафинированіе	100
Испаряемость свинца	101
Обжиганіе свинцовыхъ рудъ	103
Возстановленіе обожженной руды	107
Электрометаллургія свинца	113
Способъ Salom'a	113
Способъ Betts'a	116
Глава III. Metallургія серебра и золота	119
Электролитическое рафинированіе	119
Способъ Wohlwill'я	123
Испаряемость золота и серебра	126
Глава IV. Metallургія цинка (со включеніемъ кадмія и ртути)	129
Обжигъ цинковой обманки	130
Возстановленіе окиси цинка	136
Предварительный подогревъ	137
Реакція возстановленія	139
Работа въ Бельгійской печи	141
Электрическое плавленіе цинковыхъ рудъ	143
Пары цинка, кадмія и ртути	145
Попытка возстановленія ZnO въ доменѣ	149
Metallургія ртути	151
Metаллическіе туманы и пыль	153
Глава V. Metallургія алюминія	154
Процессъ Hall'я	154

Отъ переводчика.

Предисловіе къ третьей части сочиненія Professor Joseph W. Richards: „Metallurgical Calculations“.

Третья часть извѣстнаго сочиненія профессора Іосифа Ричардса: „Расчеты по металлургіи“ появляется на русскомъ книжномъ рынкѣ спустя пять лѣтъ послѣ изданія первыхъ двухъ частей, соотвѣтственно озаглавленныхъ: „часть общая“ и „часть спеціальная“. Ею вполне заканчивается все сочиненіе, встрѣтившее весьма радушный пріемъ въ техническомъ мірѣ обоихъ полушарій, такъ какъ оно является единственнымъ въ своемъ родѣ, по отзывамъ компетентныхъ критиковъ ¹⁾, и всѣ затронутые вопросы разработаны весьма ясно и полно, давая возможность всякому, интересующемуся этимъ, постичь суть дѣла и приложить принципы къ каждому отдѣльному случаю.

Какъ и для первыхъ двухъ частей, русское изданіе не является просто переводомъ, но, гдѣ встрѣтилась необходимость, оно переработано для удобства русской читающей публики. Книга уже переведена на большинство европейскихъ языковъ и мы надѣемся, что эта послѣд-

¹⁾ См. напр. рецензію проф. М. Павлова въ журналѣ Русскаго Металлургическаго Общества за 1909 г.

няя часть (являющаяся, какъ и предыдущія, законченнымъ въ себѣ сочиненіемъ) также будетъ оцѣнена по достоинству, не только специалистами, но и учащимися въ нашихъ высшихъ техническихъ школахъ, для которыхъ это сочиненіе явится надежнымъ руководствомъ и подспорьемъ при изученіи металлургіи общей и спеціальной.

С. Кошкинъ.

Инженеръ-Металлургъ.

Сормово, Нижегород. губ.

Декабрь 1913 г.

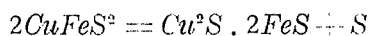
ГЛАВА I.

Металлургія мѣди.

Обжиганіе и плавленіе мѣдныхъ рудъ.

Факты, на которыхъ основывается металлургія мѣди, описаны во многихъ спеціальныхъ сочиненіяхъ, относящихся къ данному вопросу,—мы къ нимъ возвращаться не будемъ, намъ достаточно будетъ перечислить происходящіе процессы, принципы вытекающіе изъ нихъ и дать методы для количественнаго опредѣленія реагирующихъ тѣлъ.

Главная мѣдная руда извѣстна подъ именемъ мѣднаго колчедана— $CuFeS^2$, она въ чистомъ видѣ содержитъ около 30% желѣза и по 35% мѣди и сѣры. Весьма часто къ ней примѣшанъ кремнеземъ, SiO^2 , а также иная пустая порода. Этотъ минераль плавится и, если плавка происходитъ въ нейтральной атмосферѣ, то при этомъ выдѣлится одна четверть содержащейся въ немъ сѣры и останется двойное сѣрнистое соединеніе желѣза и мѣди, согласно нижеслѣдующей реакціи:



Сплавленное двойное сѣрнистое соединеніе мѣди и желѣза носитъ названіе «купферштейна» (или просто «штейна»). Вообще смѣсь изъ Cu^2S и FeS во всѣхъ пропорціяхъ будетъ называться «штейномъ» и въ дѣйствительности будетъ содержать еще рядъ другихъ нечистотъ, какъ-то: PbS , ZnS , BaS , NiS , As , Sb , Te и даже Fe^3O^4 , послѣдній слегка растворимъ въ расплавленномъ сульфитѣ. Въ большинствѣ случаевъ можно съ достаточнымъ приближеніемъ разсматривать штейнъ, какъ содержащій лишь оба тѣла Cu^2S и FeS въ различной пропорціи.

Такъ какъ первую операціею при полученіи мѣди является концентрація купферштейна, то намъ первымъ дѣломъ придется заняться составомъ этого тѣла. Мы допускаемъ, что купферштейнъ состоитъ изъ смѣси въ различной пропорціи Cu^2S и FeS . Если имѣется одинъ лишь Cu^2S съ молекулярнымъ вѣсомъ:

$$2 \times 63,6 + 32 = 159,2$$

то на практикѣ можно принять, что на 4 вѣсовыя части мѣди въ Cu^2S приходится одна вѣсовая часть сѣры. Слѣдовательно, на каждый процентъ мѣди въ купферштейнѣ имѣется 0,25% связанной съ нимъ сѣры (образуя Cu^2S), а вся остальная сѣра связана съ желѣзомъ (образуя FeS), при чемъ, такъ какъ молекулярный вѣсъ FeS :

$$56 + 32 = 88$$

то слѣдовательно, зная, напримѣръ, содержаніе одной лишь мѣди въ купферштейнѣ, мы тѣмъ самымъ легко можемъ опредѣлить вычисленіемъ и содержаніе въ немъ желѣза и сѣры. Вообще, зная процентное содержаніе любого изъ трехъ тѣлъ: мѣди, желѣза или сѣры въ купферштейнѣ, можно легко вычислить полный составъ послѣдняго. Покажемъ, какъ это сдѣлать въ каждомъ изъ трехъ, могущихъ встрѣтиться на практикѣ случаевъ:

1) Въ купферштейнѣ имѣется $X\%$ — Cu , опредѣлить, сколько въ немъ Fe и S .

2) Извѣстно процентное содержаніе: $Y\%$ — Fe , опредѣлить, сколько Cu и S .

3) Извѣстно процентное содержаніе: $Z\%$ — S , опредѣлить, сколько Cu и Fe .

Случай 1.

Въ купферштейнѣ $X\%$ — Cu .

Слѣдовательно Cu^2S будетъ	1,25 X
Остальное будетъ FeS , т. е.	100—1,25 X
56/88 FeS будетъ Fe , т. е. ¹⁾	63,6—0,795 X
Всего же S будетъ: 100—X— Fe , т. е.	36,4—0,205 X

Случай 2.

Въ купферштейнѣ $Y\%$ — Fe .

Слѣдовательно FeS будетъ 88/56 Fe , т. е.	1,57 Y
Остальное будетъ Cu^2S , т. е.:	100—1,57 Y
4/5 Cu^2S будетъ Cu , т. е.	80—1,26 Y
Всего же S будетъ: 100—Y— Cu , т. е.	20 + 0,26 Y

Случай 3.

Въ купферштейнѣ Z

Неизвѣстными являются $X\%$ Cu и $Y\%$ Fe

Мы имѣемъ:

$$X + Y + Z = 100$$

$$32/56 Y + 1/2 X = Z$$

Изъ этихъ двухъ уравненій мы получимъ:

$$\begin{aligned} Y &= 3,9 Z - 78 \text{ будетъ содержаніе } Fe \\ X &= 178 - 4,9 Z \quad \text{»} \quad \text{»} \quad \text{Cu} \end{aligned}$$

А слѣдовательно:

$$\begin{aligned} \text{Содержаніе } FeS \text{ будетъ } 1,57Y \text{ т. е. } & \dots 6,125Z - 122,5 \\ \text{Содержаніе } Cu^2S \text{ будетъ } 5/4X \text{ т. е. } & \dots 222,5 - 6,125Z \end{aligned}$$

На основаніи предыдущаго можно построить таблицу, подобную нижеслѣдующей:

Въ 100 частяхъ купферштейна содержится:

<i>Cu</i>	<i>Fe</i>	<i>S</i>	<i>Cu</i> ² <i>S</i>	<i>FeS</i>
80	0,0	20,0	100,0	0,0
75	4,0	21,0	93,8	6,2
70	8,0	22,0	87,5	12,5
65	12,0	23,0	81,3	18,7
60	15,9	24,1	75,0	25,0
55	19,9	25,1	68,8	31,2
50	23,9	26,1	62,5	37,5
45	27,9	27,1	56,3	43,7
40	31,8	28,2	50,0	50,0
35	35,8	29,2	43,8	56,2
30	39,8	30,2	37,5	62,5
25	43,8	31,2	31,3	68,7
20	47,7	32,3	25,0	75,0
15	51,7	33,3	18,8	81,2
10	55,7	34,3	12,5	87,5
5	59,7	35,3	6,3	93,7
0	63,6	36,4	0,0	100,0

На практикѣ можно легко вычислить таблицу, въ которой процентное содержаніе *Cu* измѣнялось бы черезъ каждый процентъ или же еще нетрудно представить результатъ графически. Вдоль оси *X* отложимъ процентное содержаніе мѣди въ купферштейнѣ, а ось *Y* будетъ послѣдовательно служить для *Fe*, *S*, *Cu*²*S* и *FeS*. Легко понять, что мы получимъ рядъ прямыхъ линій, соединивъ соотвѣтствующія точки, это слѣдуетъ изъ того, что зависимость между всѣми элементами нашего вычисленія (*Cu*, *Fe*, *S*, *Cu*²*S* и *FeS*) линейная.

Въ чистомъ мѣдномъ колчеданѣ (*CuFeS*²) содержится около 35% *Cu*, такъ что при простомъ плавленіи, безъ обжига, полученный куп-

ферштейнъ не можетъ содержать больше мѣди. Въ дѣйствительности ее будетъ еще меньше благодаря присутствію нѣкотораго количества пирита (FeS^2).

Примѣръ. Мѣдная руда содержитъ 30% своего вѣса чистаго мѣднаго колчедана и еще 25% пирита. Каково будетъ процентное содержаніе мѣди въ купферштейнѣ, полученномъ при простомъ плавленіи руды въ возстановляющей атмосферѣ (безъ обжига).

Въ 30% $CuFeS^2$ содержится:

$$30 \times 160/368 \text{ или } 13\% Cu^2S$$

$$30 \times 176/368 \text{ или } 14\% FeS$$

25% FeS^2 дадутъ:

$$25 \times 88/120 \text{ или } 18\% FeS$$

Полученный купферштейнъ составитъ, слѣдовательно, 45% всей руды.

Составъ этого купферштейна будетъ:

$$Cu^2S = 29\% \text{ содержащія } 23,4\% Cu$$

$$FeS = 71\%$$

Изъ этого примѣра легко усмотрѣть вліяніе пирита на пониженіе качества получаемаго отъ плавленія купферштейна.

Намъ теперь ясенъ основной принципъ металлургіи мѣди.—Если сначала удалить часть сѣры обжиганіемъ, а затѣмъ произвести плавленіе, то въ первую очередь мѣдь свяжетъ часть наличной сѣры, перейдя въ Cu^2S , а остающаяся сѣра свяжетъ столько желѣза, чтобы получилось FeS . слѣдовательно, все дѣло заключается въ избыточной сѣрѣ, могущей быть удаленной обжиганіемъ.

Примѣръ. Пусть будетъ дана мѣдная руда предыдущаго примѣра, содержащая 30% чистаго мѣднаго колчедана (мы видѣли, что въ ней будетъ 13% Cu^2S и, слѣдовательно, 10,4% Cu , требующихъ для себя 2,6% S). Кромѣ того, имѣется въ рудѣ 25% пирита. Опредѣлить, сколько всего содержится въ данной рудѣ сѣры и каково будетъ качество купферштейна послѣ плавленія въ возстановляющей атмосферѣ, если предварительно, послѣ обжига, будетъ выжжена $1/2$, $3/4$ или $7/8$ всей наличной сѣры.

Сѣры въ 30% мѣднаго колчедана:

$$30 \times 128/368 \text{ или } 10,5\%$$

Сѣры въ 25% пирита

$$25 \times 64/120 \text{ или } 13,3\%$$

Слѣдовательно, всего сѣры будетъ 23,8‰.

Послѣ обжига, въ каждомъ изъ трехъ случаевъ, соотвѣтственно останется:

$$I) - 11,9‰ S; II) - 5,95‰ S \text{ и } III) - 2,97‰ S.$$

Мы видѣли, что мѣдь свяжетъ 2,6‰ S, слѣдовательно свободной сѣры останется:

$$I) - 9,3‰; II) - 3,35‰ \text{ и } III) - 0,37‰.$$

Эта сѣра свяжетъ желѣзо, образуя FeS , при чемъ 1‰ S дасть 2,75‰ FeS . Слѣдовательно, соотвѣтственно образовавшіяся количества FeS будутъ:

$$I) - 25,6‰; II) - 9,2‰; III) - 1,0‰$$

Такъ какъ во всѣхъ этихъ случаяхъ образуется 13‰ Cu^2S , то, слѣдовательно, количество купферштейна соотвѣтственно будетъ:

$$I) - 38,6‰; II) - 22,2‰; III) - 14,0‰.$$

Содержаніе мѣди въ каждомъ случаѣ соотвѣтственно будетъ:

$$I) - 27,0‰; II) - 46,8‰; III) - 74,6‰.$$

Изъ этого примѣра ясно вытекаетъ все значеніе предварительнаго обжиганія.

Легко понять, что такъ какъ обжиганіе окисляетъ часть руды, то прибавка къ сѣрнистой рудѣ части окиси, подъ видомъ, на примѣръ, красной мѣдной руды (Cu^2O), вызоветъ то же дѣйствіе, т. е. обогатитъ, получаемый послѣдующимъ плавленіемъ, купферштейнъ.

Примѣръ. Какое количество красной мѣдной руды, не содержащей сѣры и имѣющей 28‰ мѣди, надо прибавить къ мѣдному колчедану предыдущаго примѣра, чтобы, послѣ возстановительной плавки, получить купферштейнъ съ 50‰ мѣди. — Въ 100 частяхъ колчеданистой руды содержится 10,4 части мѣди, 20,8 Fe и 23,8 S.

Не вся сѣра перейдетъ въ штейнъ, такъ какъ $\frac{1}{4}$ сѣры въ мѣдномъ колчеданѣ ($CuFeS^2$) и $\frac{1}{2}$ сѣры въ пиритѣ (FeS^2) уйдутъ при нагрѣваніи, а это составитъ:

$$\text{Удаляющейся сѣры изъ } CuFeS^2: \frac{1}{4} \times 10,5 = 2,6‰$$

$$\text{» » » } FeS^2: \frac{1}{2} \times 13,3 = 6,7 \text{ »}$$

$$\text{Всего . . . } 9,3‰$$

Такимъ образомъ сѣры переходящей въ штейнъ останется:

$$23,8 - 9,3 = 14,5\%$$

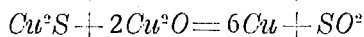
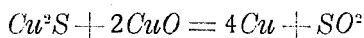
Намъ извѣстно (изъ таблицы), что въ 50% Cu штейнѣ содержится 26,1% S . Такимъ образомъ 14,5 части S (на 100 руды) смогутъ дать $14,5/0,261 = 55,5$ части 50-ти процентнаго штейна, содержащаго слѣдовательно 27,75 части мѣди. Но въ нашемъ колчеданѣ имѣется лишь 10,4 части (на 100) мѣди, остальные 16,35 возьмутся изъ красной мѣдной руды, которой, слѣдовательно, необходимо добавить:

$$16,35/0,28 = 58\% \text{ (на 100 первоначальной сѣрнистой руды).}$$

Смѣсь изъ 100 частей нашей мѣдно-колчеданистой руды и 58 частей данной красной мѣдной руды, послѣ плавленія въ возстановляющей атмосферѣ образуютъ 50-ти процентный купферштейнъ.

Сдѣланная выше оговорка относительно возстановляющей атмосферы весьма существенна, такъ какъ при этомъ условіи кислородъ, содержащійся въ первоначальной рудѣ, или въ добавляемой, не можетъ соединиться съ сѣрой руды, давая SO^2 , но вмѣсто этого образуетъ въ плавильной печи соединеніе съ углемъ или CO . Въ шахтенной печи вышеприведенное условіе выполнено и вся сѣра переходитъ въ штейнъ. Въ отражательной же печи съ нейтральной атмосферой часть сѣры соединится съ кислородомъ руды (первоначальной и прибавляемой) и въ результатѣ получаемый купферштейнъ богаче мѣдью.

Въ большинствѣ случаевъ реакціи, вызывающія удаленіе сѣры, слѣдующія:



Въ среднемъ получается купферштейнъ процентовъ на 10 богаче при плавленіи обожженной руды въ отражательной печи, гдѣ вышеприведенныя реакціи могутъ происходить, противъ плавленія ея въ шахтенной печи съ коксомъ, гдѣ кислородъ соединяется не съ сѣрой, а съ углеродомъ.

Есть еще третій способъ плавленія—смѣшанный. Мы подразумѣваемъ пиритное плавленіе, гдѣ сѣрнистая руда быстро обжигается въ струѣ воздуха, при этомъ достигается повышеніе температуры, плавящей шихту и образующей концентрированный штейнъ. Эта операція производится надъ чистыми сѣрнистыми рудами безъ предварительнаго обжига, и мы къ ней впослѣдствіи вернемся.

Операція обжиганія.

Когда сѣрнистая руда обжигается, она теряетъ часть сѣры и пріобрѣтаетъ кислородъ. Обожженная руда поэтому имѣетъ иной вѣсъ, чѣмъ необожженная. Такъ на примѣръ:

100 частей Cu^2S превращаются: въ	90	частей Cu^2O
Также въ	100	» CuO
Или въ смѣсь изъ 100 частей $CuSO^4$ и 50	»	CuO
100 частей FeS^2 превращаются: въ	64,5	» Fe^3O^4
Также въ	66,7	» Fe^2O^3
Или въ	126,7	» $FeSO^4$

ЗАДАЧА № 1.

Пиритная мѣдная руда изъ Эли штата Вермонтъ (см. Peters, «Modern copper smelting, стр. 133) содержала до и послѣ обжиганія, въ процентахъ:

	До обжига. Послѣ обжига.	
Сѣры	32,6	7,4
Мѣди	8,2	9,1

Химическій анализъ обожженной руды обнаружилъ, что мѣдь находится тамъ въ слѣдующихъ соединеніяхъ:

въ $CuSO^4$	1,3%
» CuO	2,1 »
» Cu^2S	5,7 »
<hr/>	
Итого Cu	9,1%

Требуется: 1) Определить, сколько получилось обожженной руды на 100 частей сырой.

2) Определить пропорцію удаленной обжиганіемъ сѣры.

3) Определить содержаніе мѣди въ купферштейнѣ, полученномъ при плавкѣ въ возстановляющей атмосферѣ шахтенной печи.

4) Определить содержаніе мѣди въ купферштейнѣ, полученномъ при плавкѣ въ нейтральной атмосферѣ отражательной печи.

Рѣшеніе: 1) Такъ какъ вся мѣдь перешла изъ сырой руды въ обожженную, то на 100 частей первой будетъ:

$$100 \times 8,2/9,1 = 90,1 \text{ часть обожженной руды}$$

2) Сѣры въ 100 част. сырой руды	32,6	части
Сѣры въ 90,1 част. обожж. руды		
90,1 \times 0,074	6,7	»
	<hr/>	
Удалено сѣры .	25,9	части.

Пропорція удаленной сѣры будетъ:

$$25,9/32,6 = 0,794 = 79,4\%.$$

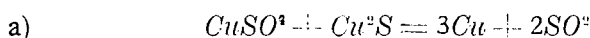
3. На 100 частей обожженной руды мы имѣемъ:

Сѣры образующей Cu^2S : <i>сррр-2</i>	9,1 \times 0,25	= 2,3	части
» » FeS :	7,4 — 2,3	= 5,1	»
Образовавшагося FeS :	5,1 \times 88/32	= 14,0	»
» Cu^2S :	9,1 — 2,3	= 11,4	»
Полученнаго штейна:	14,0 — 11,4	= 25,4	»

Слѣдовательно, процентное содержаніе мѣди въ купферштейнѣ, полученномъ по этому способу, будетъ:

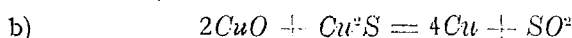
$$100 \times 9,1/25,4 = 35,8\%.$$

4) Въ реакціи:



Каждая часть мѣди въ $CuSO^4$ возстановляетъ двѣ части мѣди въ Cu^2S и при этомъ выдѣляется по вѣсу одна часть сѣры ($2S = 64 = Cu$).

Въ реакціи:



1 часть мѣди въ CuO возстановляетъ 1 часть мѣди въ Cu^2S и вызываетъ выдѣленіе $\frac{1}{4}$ по вѣсу сѣры (отношеніе атомныхъ вѣсовъ S и $2Cu$).

На основаніи обѣихъ реакцій количество выдѣлившейся сѣры будетъ:

Согласно реакціи а)	1,3 \times 1	= 1,3	части S
» » б)	2,1 \times $\frac{1}{4}$	= 0,5	» »
	<hr/>		
	Итого 1,8		части S

Остающейся сѣры, переходящей въ штейнъ.

$$7,4 - 1,8 = 5,6 \text{ части.}$$

Требуется сѣры для образованія Cu^2S

$$9,1 \times 0,25 = 2,3 \text{ части.}$$

Остающейся сѣры образующей FeS :

$$5,6 - 2,3 = 3,3 \text{ части.}$$

Образовавшагося FeS : . . . $3,3 \times 88/32 = 9,1$ части

» Cu^2S . . . $9,1 - 2,3 = 11,4$ »

Полученнаго штейна: . . . $9,1 - 11,4 = 20,5$ »

Слѣдовательно, процентное содержаніе мѣди въ купферштейнѣ, полученномъ по этому способу, будетъ:

$$100 \times 9,1/20,5 = 44,4\%.$$

При обжиганіи рудъ выдѣляется большое количество тепла, т. к. обыкновенно происходитъ окисленіе и сѣры и металла.

ЗАДАЧА № 2.

Беря числовыя данныя для руды изъ предыдущей задачи, спрашивается, сколько выдѣляется тепла при обжиганіи одного килограмма этой руды.

Рѣшеніе: Въ 100 частяхъ сырой руды содержится 32,6 части сѣры и 8,2 части мѣди. Сѣры связанной въ $CuFeS_2$ будетъ очевидно тоже 8,2 части, а остальные 24,4 части образуютъ съ желѣзомъ пириты.

Въ 100 частяхъ обожженной руды мы имѣемъ 5,7 части мѣди въ Cu^2S , оставаясь поэтому безъ измѣненія, 2,1 части мѣди въ CuO и 1,3 части мѣди въ $CuSO^4$. Сѣра распределится слѣдующимъ образомъ:

$$\text{Сѣра для } 5,7 \text{ } Cu \text{ въ } Cu^2S: . . . \frac{1}{4} \times 5,7 = 1,4$$

$$\text{» » } 1,3 \text{ } Cu \text{ » } CuSO^4: . . . \frac{1}{2} \times 1,3 = 0,7$$

Итого сѣры въ мѣдныхъ соединеніяхъ: 2,1

$$\text{Сѣры остающейся для } FeS: . . . 7,4 - 2,1 = 5,3$$

$$\text{Слѣдовательно } Fe \text{ въ } FeS: . . . 5,3 \times 56/32 = 9,3$$

Въ 90,1 частяхъ обожженной руды, полученныхъ изъ 100 частей сырой,—будетъ:

$$Cu \text{ въ } CuSO^4 . . . 1,17$$

$$Cu \text{ » } Cu^2S . . . 5,14$$

$$Cu \text{ » } CuO . . . 1,89$$

$$Fe \text{ » } FeS . . . 8,38$$

$$\text{Сѣры} . . . 6,67$$

Исходя отсюда, мы можем опредѣлить:

а) Теплоту потребную для разложенія сырой руды

8,2 <i>Cu</i> въ <i>Cu²S</i>	требуетъ	$8,2 \times 160 = 1312$	Cal
18,85 <i>Fe</i> » <i>FeS</i>	»	$18,85 \times 429 = 8087$	»
		<hr/>	
Итого . .		9399 Cal.	

б) Теплоту выдѣляемую образованіемъ продуктовъ

5,14 <i>Cu</i> въ <i>Cu²S</i>	выдѣляетъ	$5,14 \times 160 = 822$	Cal.
1,17 <i>Cu</i> » <i>CuSO⁴</i>	»	$1,17 \times 2857 = 3343$	»
1,89 <i>Cu</i> » <i>CuO</i>	»	$1,89 \times 593 = 1121$	»
25,93 <i>S</i> » <i>SO²</i>	»	$25,93 \times 2164 = 56112$	»
9,55 <i>Fe</i> » <i>Fe³O⁴</i>	»	$9,55 \times 1612 = 15395$	»
9,30 <i>Fe</i> » <i>FeS</i>	»	$9,3 \times 429 = 3990$	»
		<hr/>	
Итого . .		80783 Cal.	

Выдѣляемый излишекъ тепла:

$$80783 - 9399 = 71384 \text{ Cal. на } 100 \text{ kgr. сырой руды.}$$

Окислительная реакція выдѣляетъ во время обжиганія сѣрнистой руды значительное количество тепла. Въ вышеприведенномъ примѣрѣ 1 kgr. руды выдѣляетъ приблизительно $\frac{1}{10}$ часть тепла, выдѣляемаго при сжиганіи 1 kgr. кокса и, можно понять, что принимая извѣстные мѣры въ конструктивномъ отношеніи, а также при веденіи процесса, возможно достигнуть того, чтобы окисленіе давало само по себѣ все потребное количество тепла для полученія обжига. Подобное веденіе процесса весьма экономично въ особенности при дорогомъ топливѣ. Въ длинныхъ печахъ съ однимъ очагомъ и большими поверхностями излученія этотъ результатъ недостижимъ, но въ печахъ съ очагами одинъ надъ другимъ, а также съ приспособленіями для выгрузки холодной руды, охлажденной поступающимъ въ печь воздухомъ, какъ на примѣрѣ въ печахъ Спенса или Макъ-Дугаля, со многими рудами возможно работать безъ употребленія особаго топлива.

ЗАДАЧА № 3.

Въ усовершенствованной печи Спенса, въ Бюттъ штата Монтана, обжигается въ 24 часа 40.000 kgr. руды слѣдующаго содержанія:

Мѣди	9,8%
Желѣза	33,8 »
Кремнезема	13,3 »
Сѣры	41,2 »

80% всей наличной сѣры выдѣляется и обожженная руда выгружается холодною. За сутки сжигаютъ 700 kgr. угля съ теплообразовательною способностью въ 6500 Cal. Объемный анализъ печныхъ газовъ даль:

CO^2	0,6%
SO^2	7,2 »
H^2O	0,6 »
O^2	10,3 »
N^2	81,3 »
		<hr/>
		100,0%

Газъ удаляется въ трубу при 200°. Руда загружается и выгружается холодною. Наружная поверхность излученія печи = 450 кв. м.

Требуется: 1) Составить тепловой балансъ печи.

2) Определить пропорцію тепла отъ окислительной реакціи и отъ сжиганія топлива.

3) Определить количество тепла излученнаго 1 кв. м. поверхности печи въ 1 мин.

Рѣшеніе: На 100 частей сырой руды мы будемъ имѣть послѣ обжига:

Мѣди	9,8 части
Желѣза	33,8 »
Кремнезема	13,3 »
Сѣры	8,2 »

Предположимъ, что мѣдь распредѣлится послѣ обжига слѣдующимъ образомъ: около $\frac{2}{3}$ въ Cu^2S , $\frac{1}{4}$ въ CuO и $\frac{1}{10}$ въ $CuSO^4$. Остающаяся сѣра дастъ FeS , а остающееся желѣзо распредѣлится поровну между Fe^2O^3 и Fe^3O^4 . Это дастъ намъ для состава обожженной руды:

Cu^2S	8,2 части
CuO	3,1 »
$CuSO^4$	2,0 »
FeS	17,0 »
Fe^2O^3	16,4 »
Fe^3O^4	15,9 »
SiO^2	13,3 »
		<hr/>

Итого 75,9 части.

Мѣдь и желѣзо находились до обжига въ Cu^2S , FeS и FeS^2 , поэтому 8,2 части Cu^2S и 17,0 FeS въ обожженной рудѣ остались безъ измѣненія. Измѣненія произошли благодаря образованію 3,1 части

CuO и $2,0 CuSO^4$ изъ Cu^2S и образованію $16,4 Fe^2O^3$ и $15,9 Fe^3O^4$ изъ FeS . Поэтому для опредѣленія выдѣленной окислительной реакціей теплоты надо изъ теплотъ образованія соотвѣтствующихъ количествъ CuO , $CuSO^4$, Fe^2O^3 и Fe^3O^4 , а также SO^2 вычесть количество тепла потребное для разложенія Cu^2S и FeS на элементы.

Предварительно выпишемъ изъ «части общей» «Расчетовъ по металлургіи» нижеслѣдующую табличку теплотъ образованій:

	Молек. тепл. образ.	На 1 kgr. соедин.
(Cu^2, S)	$\equiv 20.300 \text{ Cal.}$	127 Cal.
(Cu, O)	$\equiv 37.700 \text{ »}$	471 »
(Cu, S, O^4)	$\equiv 181.700 \text{ »}$	1136 »
(Fe, S)	$\equiv 24.000 \text{ »}$	273 »
(Fe^2, O^3)	$\equiv 195.600 \text{ »}$	1223 »
(Fe^3, O^4)	$\equiv 270.800 \text{ »}$	1167 »
(S, O^2)	$\equiv 69.260 \text{ »}$	1082 »

На основаніи вышеприведеннаго мы получимъ:

а) Выдѣленная теплота.

При образованіи	CuO	. . .	$3,1 \times 471 =$	1.460 Cal.
»	»	$CuSO^4$. . .	$2,0 \times 1136 = 2.272 \text{ »}$
»	»	Fe^2O^3	. . .	$16,4 \times 1223 = 20.057 \text{ »}$
»	»	Fe^3O^4	. . .	$15,9 \times 1167 = 18.555 \text{ »}$
»	»	SO^2	. . .	$66,0 \times 1082 = 71.412 \text{ »}$
				<u>Итого 113.756 Cal.</u>

б) Поглощенная теплота.

При разложеніи	Cu^2S	. . .	$4,1 \times 127 =$	521 Cal.
»	»	FeS	. . .	$36,1 \times 273 = 9.855 \text{ »}$
				<u>Итого . . . 10.376 Cal.</u>

Итакъ, на 100 частей руды выдѣлится:

$$113.756 - 10.376 = 103.380 \text{ Cal.}$$

Въ газахъ содержится $33 \frac{1}{2}$ kgr. сѣры на 100 kgr. сырой руды; согласно анализа въ 1 куб. м. газовъ — $0,072$ куб. м. SO^2 , которые вѣсятъ:

$$\frac{1}{2} \times 64 \times 0,09 \times 0,072 = 0,2074 \text{ kgr.}$$

ОПЕРАЦІЯ ОБЖИГАНІЯ.

Половину вѣса SO^2 , т. е. 0,1037 kgr. составляетъ S ; слѣдовательно объемъ газозь, соотвѣтствующій 100 kgr. сырой руды, будетъ:

$$33/0,1037 = 318 \text{ кб. м.}$$

Согласно анализа газозь эти 318 кб. м. распредѣлятся слѣдующимъ образомъ:

CO^2	1,9 кб. м.
SO^2	22,9 »
H^2O	1,9 »
O^2	32,8 »
N^2	258,5 »
Итого .	318,0 кб. м.

Для опредѣленія количества теплоты, уносимой газами при 200° въ трубу, опредѣлимъ среднія теплоемкости по формулѣ: $Sm(0-200) = a + bt$, при чемъ численныя значенія a и b для разныхъ газозь найдемъ въ «части общей» настоящаго сочиненія. Для 1° это дастъ:

CO^2 . . .	$1,9 \times (0,37 + 0,00022 \times 200) =$	0,8 Cal.
SO^2 . . .	$22,9 \times (0,36 + 0,0003 \times 200) =$	9,6 »
H^2O . . .	$1,9 \times (0,34 + 0,00015 \times 200) =$	0,7 »
O^2 } . . .	$291,3 \times (0,303 + 0,000027 \times 200) =$	89,7 »
N^2 }		
		Итого . . . 100,8 Cal. для 1° ,

а для 200° : $-100,8 \times 200 = 20.160$ Cal. это и будетъ тепло уносимое газами въ трубу (на 100 kgr. сырой руды).

Количество тепла, даваемого въ сутки топливомъ, будетъ: $-6500 \times 700 = 4.550.000$ Cal. это соотвѣтствуетъ 40.000 kgr., а на 100 kgr. это дастъ 11.375 Cal.

1) Тепловой балансъ на 100 kgr. сырой руды будетъ:

а) Приходъ тепла.

Отъ сжиганія топлива . . .	11.375 Cal.
» окислительныхъ реакцій	
при обжигѣ . . .	103.380 »
Итого .	114.755 Cal.

б) Расходъ тепла.

Уносится газами въ трубу . .	20.160 Cal.
Потеря отъ излученія и проч.	94.595 »
Итого	114.755 Cal.

2) Опредѣлимъ пропорцію тепла отъ окислительныхъ реакцій при обжигѣ и отъ сжиганія топлива:

$$\text{Первая статья дасть: } . . . 100 \times \frac{103.380}{114.755} = 90\%$$

$$\text{а вторая статья: } 100 \times \frac{11.375}{114.755} = 10\%$$

3) Опредѣлимъ количество тепла излученнаго 1 кв. м. поверхности печи въ 1 мин.

Изъ теплового баланса видно, что на 100 kgr. сырой руды, потери отъ излученія и проч. = 94.595 cal. — Слѣдовательно въ сутки, т. е. на 40.000 kgr., эта потеря будетъ:—94.595 × 400 = 37.838.000 Cal., въ минуту это составитъ въ 1440 разъ меньше, т. е.:—26.275 Cal., при чемъ эта потеря приходится на всю излучающую поверхность печи, т. е. на 450 кв. м., согласно заданія. Потеря отъ излученія въ 1 мин. на 1 кв. м. поверхности будетъ, слѣдовательно:

$$\frac{26.275}{450} = 58,4 \text{ Cal.}$$

ЗАДАЧА № 4.

Въ цилиндрической обжигательной печи системы Эвансъ-Клепетко въ Бюттъ штата Монтана, высотой въ 5,8 м. и діаметра 5,5 м., обжигается въ сутки 36.000 kgr. руды, при чемъ по даннымъ Dr. Peters'a содержаніе сѣры понижается съ 35% до 7%. Весь потребный для процесса запасъ теплоты получается отъ окислительныхъ реакцій при обжиганіи. Печь охлаждается водою, расходъ которой въ 1 мин.— 45 kgr., при чемъ ея температура подымается на 50°. Предположимъ, что выдѣлившееся отъ окислительныхъ реакцій тепло составляетъ 90% отъ соотвѣтствующаго числа (103.380) предыдущей задачи, т. е. 93.040 Cal. на 100 kgr. сырой руды; предположимъ то-же и для потери тепла, уносимаго газами въ трубу, т. е. что эта статья расхода будетъ (на 100 kgr. сырой руды) вмѣсто 20.160 всего 18.140 Cal.

Требуется: 1) Написать тепловой балансъ на 100 kgr. сырой руды.

2) Опредѣлить потерю отъ излученія въ 1 мин. 1 кв. м. наружной поверхности печи.

Рѣшеніе: 1) Тепловой балансъ на 100 kgr. сырой руды.

$$\text{а) Приходъ тепла } = 93.040 \text{ Cal.}$$

б) Расходъ тепла.

Унесено газами въ трубу . . .	18.140 Cal.
» охлаждающей водою:	
$100 \times \frac{45 \times 50 \times 1440}{36.000}$. . .	9.000 »
Потеря отъ излученія и проч. . .	65.900 »
Итого . . .	93.040 Cal.

2) Опредѣлимъ наружную поверхность цилиндрической печи:

Боковая поверхность: . . .	$5,5 \times 3,14 \times 5,8$. . .	100 кв. м.
Днище:	$5,5 \times 5,5 \times 0,785$. .	24 »
Кровля:		24 »
Итого		148 кв. м.

Потеря отъ излученія и проч. на 100 kgr. сырой руды—65.900 Cal.
Та-же потеря въ сутки, т. е. на 36.000 kgr. руды

$$65.900 \times 360 = 23.724.000 \text{ Cal.}$$

Она-же въ 1 мин.—16.480 Cal.

Что составляетъ на 1 кв. м. поверхности въ 1 мин.

$$16.480/148 = 111,4 \text{ Cal.}$$

Интересно сравнить работу обѣихъ печей въ этой и предыдущей задачѣ. Правда, потеря отъ излученія, отнесенная къ 1 кв. м. поверхности, здѣсь почти двойная, но зато сама поверхность излученія въ три съ небольшимъ раза меньше, такъ что работа здѣсь экономичнѣе, да это и слѣдуетъ изъ того факта, что операція обжига не требуетъ добавочнаго топлива, такъ какъ ведется за счетъ теплоты, выдѣляемой окислительными реакціями. Вообще же для экономичности работы въ обжигательныхъ печахъ требуется имѣть толстыя стѣны и наименьшую поверхность излученія.

Пиритное плавленіе.

Этотъ способъ примѣнимъ къ мѣднымъ рудамъ съ большимъ содержаніемъ сѣрнаго колчедана, магнитнаго колчедана или мѣднаго колчедана. Подробное описаніе пиритнаго плавленія можно найти у Dr. Peters «Principles of Copper Smelting» (New York 1907—Hill Publishing Company) (глава въ 125 страницъ) также въ сочиненіи: «Py-

rite Smelting» (Engineering and Mining Journal, New-York 1905)— сборникъ, составленный почти сорока металлургами и изданный Т. А. Rickard'омъ и еще въ монографіи Sticht'a: «Ueber das Wesen des Pyrit Schmelzverfahrens» (Wilhelm Knapp, Halle, 1906, извлечение изъ «Metallurgie»).

Напомнимъ лишь въ общихъ чертахъ о принципахъ.— Если руда содержитъ значительное количество свободного кремнезема, пирита, магнитнаго колчедана или мѣднаго колчедана, то возможно выплавить въ шахтенной печи купферштейнъ и кремнистый шлакъ, употребляя холодное дутье и безъ всякаго углеродистаго топлива.

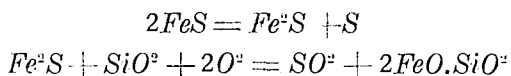
Тотъ фактъ что для плавленія нѣкоторыхъ сѣрнистыхъ рудъ можно обойтись безъ топлива, весьма важенъ, независимо отъ цѣны на топливо, однако лишь за послѣдніе годы принципы этого процесса были достаточно усвоены, чтобы онъ могъ съ удачею быть примененъ на практикѣ. Вотъ въ общихъ чертахъ, какъ происходитъ процессъ:—Въ шахтенную печь съ водянымъ охлажденіемъ (water-jacket) заплечиковъ и плавильной зоны загружается руда съ достаточнымъ количествомъ флюса, чтобы дать шлакъ съ 10—20% основаній; дутье можетъ достигнуть 18 см. ртутнаго столба и соотвѣтствуетъ быстрому ходу въ обыкновенномъ плавленіи. Штейнъ и шлакъ собираются либо въ горнѣ, либо въ наружномъ резервуарѣ, гдѣ отстаиваются и отдѣляются, какъ и при обыкновенномъ плавленіи. Вся потребная для работы печи теплота получается отъ окисленія сѣры и желѣза, первая удаляется подъ видомъ SO^2 , а послѣднее поступаетъ въ шлакъ, какъ силикатъ FeO .

Весь процессъ можно разсматривать какъ весьма быстрое частичное обжиганіе руды, съ одновременнымъ образованіемъ расплавленнаго шлака и купферштейна, благодаря высокой температурѣ, вызванной окислительными реакціями.

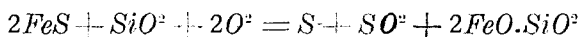
Во всей металлургіи наврядъ ли найдется много процессовъ, въ которыхъ было бы болѣе умѣстно произвести вычисленія изъ рода приводимыхъ въ настоящемъ руководствѣ и однако мало процессовъ, для которыхъ имѣется такое отсутствіе цифровыхъ данныхъ, на которыхъ можно было бы основать вычисленія. Не только скудны физическія и химическія (термохимическія) данныя, но почти совершенно отсутствуютъ обыкновенныя промышленныя свѣдѣнія, какъ - то: тщательно собранныя подробности: о работѣ печей, о вѣсѣ и составѣ шихтъ и продуктово, объ анализѣ и температурѣ газовъ и т. п.; почти все, что у насъ имѣется цѣннаго въ этомъ отношеніи, это свѣдѣнія, сообщенныя въ 1906 г. Робертомъ Стихтъ, завѣдующимъ печей «Mount Lyell furnaces» въ Тасманіи и которыя относятся лишь къ его спеціальнымъ печамъ и операціямъ.

Основные принципы.

Возьмемъ наиболѣе простой случай и предположимъ, что FeS^2 и SiO^2 загружены въ печь для пиритной плавки,—мы навѣрное знаемъ, что FeS^2 переходитъ приблизительно въ FeS при красномъ каленіи и что выдѣлившаяся сѣра поступаетъ въ такую часть печи гдѣ отсутствуетъ свободный кислородъ и пребываетъ въ печныхъ газахъ подъ видомъ сѣрныхъ паровъ. При температурѣ въ 1400° Стихтъ показалъ опытнымъ путемъ, что FeS переходитъ приблизительно въ Fe^2S^5 и извѣстно, что въ купферштейнѣ меньше сѣры, чѣмъ соотвѣтствовало бы FeS . Но въ дѣйствительности температура, достигаемая въ моментъ окисленія въ пиритной плавкѣ, выше 1400° и почти доказано, что при окисленіи FeS оно настолько сильно нагрѣто, что сначала разлагается въ Fe^2S , а затѣмъ окисляется въ FeO :



или соединяя обѣ реакціи:



Если мы обратимся къ термохиміи этихъ реакцій, мы найдемъ весьма значительное выдѣленіе тепла, сравнимое съ теплотою окисленія углерода, производящее работу въ печи. Термохимическій анализъ вышеприведенныхъ реакцій даетъ:

а) Поглощено:

Отъ разложенія $2FeS$ 48.000 Cal.

б) Выдѣлено:

Отъ образованія $2FeO$ 131.400 Cal.

» » SO^2 69.260 »

» » $2FeO.SiO^2$ 8.900 »

Итого : 209.560 Cal.

Слѣдовательно, избытокъ выдѣленной теплоты будетъ: 161.560 Cal.

FeS и SiO^2 попадаютъ въ зону окисленія уже нагрѣтыми до высокой температуры, благодаря соприкосновенію съ восходящимъ потокомъ горячихъ газовъ. Они попадаютъ въ эту зону, или фокусъ, нагрѣтыми до 1000° , или выше, передъ началомъ окисленія. Воздухъ поступаетъ холоднымъ и мы пренебрежемъ его теплотою къ коменту начала окисленія.

Теоретическая температура въ фокусѣ.

Съ этими данными и нѣкоторыми правдоподобными предположеніями, мы сможемъ вычислить температуру въ наиболѣе горячей точкѣ фокуса. Этотъ расчетъ подобенъ расчету температуры горѣнія топлива или теоретической температуры передъ фурмами въ доменной печи. Сдѣлаемъ подсчетъ для количествъ, представленныхъ уравненіями, и сдѣлаемъ нижеслѣдующія предположенія:

Теплота въ FeS (расплавл.) при 1000°	200 Cal.
» » SiO^2 (тверд. т.) » 1000°	260 »
» » шлакѣ (по вѣсу = $\frac{5}{13} FeO$)	$0,27 (t-1100) + 300$ »
» » штейнѣ (по вѣсу = $\frac{1}{3}$ шлака)	$0,14 (t-1000) + 200$ »

Общій приходъ тепла будетъ:

Теплота въ $2FeS$ при 1000°	$176 \times 200 = 35.200$ Cal.
» » SiO^2 » 1000°	$60 \times 260 = 15.600$ »
» выдѣленная реакціями	$= 161.560$ »
» въ купферштейнѣ	$80 \times 200 = 16.000$ »
Итого	<u>228.360 Cal.</u>

Дѣлая подсчетъ на основаніи теплоемкости продуктовъ получимъ:

Теплота въ SO^2	$22,22 (0,36 t + 0,0003 t^2)$
» » N^2	$170 (0,303 t + 0,000027 t^2)$
» » шлакѣ	$240 [300 + (t-1100) 0,27]$
» » штейнѣ	$80 [200 + (t-1000) 0,14]$
Итого	<u>$0,0113 t^2 + 135,5 t + 5520$</u>

Приравнявъ оба количества теплоты, мы получимъ, для опредѣленія температуры, слѣдующее уравненіе:

$$0,0113 t^2 + 135,5 t + 5.520 = 228.360$$

откуда

$$t = 1465^{\circ}$$

Цѣль нашего подсчета—показать, что теоретически возможно получить температуру достаточную для работы печи, если количество шлака, содержащаго извѣстное, данное, количество FeO , не слишкомъ велико. Если, напримѣръ, вѣсъ шлака будетъ вмѣсто 240—288, то вычисленіе дастъ вмѣсто 1465° всего 1365° , а это уже достаточно

близко къ предѣлу, при которомъ печь работаетъ хорошо. Дѣйстви- тельно, шлакъ образуется при 1100° — 1200° и хорошо имѣть запасъ не менѣе, какъ въ 50° . Допустимъ, что мы примемъ 1200° какъ ми- нимумъ и вычислимъ максимальное количество допустимаго шлака и процентное содержаніе въ немъ FeO (минимальное).

Назовемъ X неизвѣстное количество шлака и сдѣлаемъ подсчетъ для 1200° . Мы будемъ имѣть:

Теплота въ SO^2 при 1200°	. . .	19.248 Cal.
» » N^2 » »	. . .	68.422 »
» » шлакъ » »	. . .	330 X »
» » штейнъ » »	. . .	18.240 »
Итого		$105.910 + 330 X$ »

Приравнявъ это количество 228.300 Cal., мы получимъ для опре- дѣленіе X —слѣдующее уравненіе:

$$105.910 + 330 X = 228.360$$

откуда:

$$X = 371 \text{ kgr.}$$

Такъ какъ это максимальное количество шлака должно содер- жать $2FeO$, т. е. 144 kgr. FeO , то мы, слѣдовательно, минимальное процентное содержаніе FeO , полученнаго окисленіемъ и перешедшее въ шлакъ, при чистой пиритной плавкѣ, должно быть:

$$100 \times 144 / 371 = 39\% \text{ } FeO$$

Запасъ въ пиритной плавкѣ обыкновенно настолько малъ, что небольшія измѣненія въ температурѣ дутья, или въ его влажности, оказываютъ большое вліяніе на работу печи. Это совпадаетъ съ дан- ными практики въ вопросѣ о нагрѣвѣ дутья. Въ заводѣ «La Lustre Smelter» въ Santa Maria del Oro г-нъ Koch утверждаетъ, что: «по- догрѣвъ дутья до 200° условіе sine qua non для успѣха; при холод- номъ дутьѣ получались неудачи».—Однако это заключеніе—крайность; многіе металлурги, работающіе съ другими рудами, пользуются исклю- чительно холоднымъ дутьемъ, хотя нѣтъ сомнѣнія, что работать съ подогрѣтымъ дутьемъ легче, плавка идетъ быстрѣе и регулярнѣе. Еще никто не пробовалъ сухое дутье, но нѣтъ сомнѣнія, что оно бы весьма содѣйствовало регулярности плавки и повысило бы теоретиче- скую температуру въ фокусѣ плавильной зоны.

Употребленіе добавочнаго кокса.

Когда содержаніе шлакующейся пустой породы въ рудѣ велико, то пиритное плавленіе на холодномъ дутьѣ можетъ стать невозможнымъ, если не ввести въ печь добавочнаго количества тепла на плавленіе шлака. Въ этомъ, далеко не рѣдко, случаетъ надо добавить нѣкоторое количество кокса, который, сгорая въ CO^2 , въ фокусѣ, вноситъ значительное тепло и повышаетъ температуру. Если желательная температура, напримѣръ, 1400° , то углеродъ при 1000° , сгорая въ струѣ воздуха въ CO^2 , при чемъ продуктами будутъ CO^2 и N^2 , выдѣляетъ еще значительное количество тепла. Для примѣра возьмемъ 1 кгг. кокса, содержащій 0,9 кгг. C , онъ дастъ 3,3 кгг. CO^2 (1,67 куб. м.) и 6,35 куб. м. N^2 . Тепла выдѣлится 7290 Cal., сюда мы прибавимъ еще 342 Cal., находящихся въ C при 1000° . Слѣдовательно, общій приходъ тепла будетъ 7632 Cal.

Въ продуктахъ при 1400° содержится:

Тепла въ CO^2	. . .	1,67	[0,37 + 0,00022 (1400)]	$\times 1400 = 1582$	Cal.
» » N^2	. . .	6,35	[0,303 + 0,00027 (1400)]	$\times 1400 = 3038$	»
<hr/>					
Итого . . .					4620 Cal.

Излишекъ введеннаго тепла будетъ, слѣдовательно: $7632 - 4620 = 3012$ Cal.

Если мы положимъ, что въ шлакѣ при 1400° содержится 330 Cal., то каждый килограммъ кокса можетъ выплавить: $3012/330 = 9$ кгг. шлака и этимъ значительно улучшить положеніе. Въ Mount Lyell, въ зависимости отъ руды, прибавляютъ 0,5—1,0—1,5% кокса (по отношенію къ шихтѣ). Затѣмъ, въ зависимости отъ случаевъ, процентъ кокса можетъ итти все повышаясь и повышаясь и пиритное плавленіе незамѣтно переходитъ въ обыкновенное плавленіе. Благодаря увеличенію C сѣрнистыя соединенія получаютъ все менѣе и менѣе изъ вдуваемаго кислорода и поэтому конечная концентрація купферштейна ниже. Наивысшая концентрація получается въ случаѣ чистой пиритной плавки, возможной при достаточномъ содержаніи сѣрнистыхъ соединеній.

Скорость плавленія.

Во всемъ предшествовавшемъ мы предполагали, что печь работала съ достаточною скоростью. При прочихъ равныхъ условіяхъ, чѣмъ больше дутья, тѣмъ болѣе матеріаловъ можетъ быть пропущено черезъ печь и тѣмъ меньше относительная потеря отъ излученія и

теплопроводности. Возможно повысить температуру въ фокусѣ однимъ лишь усиленіемъ дутья и этимъ уменьшить потребное количество добавочнаго кокса. Подобный этому эффектъ получается отъ повышенія шахты въ печи, т. к. этимъ достигается лучшее использованіе теплоты восходящихъ газовъ для подогрѣва спускающейся шихты. Въ настоящее время замѣтна тенденція въ пиритной плавкѣ увеличить скорость, повысить печь и этимъ уменьшить потребное количество добавочнаго кокса и также обойтись безъ подогрѣва дутья, вносящаго нѣкоторое осложненіе.

Возможность вести плавку зависитъ отъ умѣнья достигнуть необходимой температуры въ фокусѣ, а затѣмъ надо поддерживать скорость плавки, отнесенной къ единицѣ площади плавильной зоны, на должной высотѣ. Этимъ достигается два практическихъ результата: 1) дѣйствительная температура выплавленнаго шлака ближе подходит къ теоретической температурѣ фокуса, и 2) производительность печи повышена. Когда мы постепенно увеличиваемъ скорость плавленія, мы, какъ видѣли, увеличиваемъ температуру въ фокусѣ, но, съ другой стороны, мы стремимся уменьшить относительное окисленіе, т. к. уменьшается время, въ теченіе котораго шихта подвержена окисленію; ясно, что для каждой печи существуетъ предѣльная скорость плавки, превысивъ кою, достигается увеличеніе производительности за счетъ уменьшенія концентраціи выплавляемаго купферштейна.

ЗАДАЧА № 5.

W. H. Freeland (Engineering and Mining Journal, May 2, 1903) въ Isabella штата Теннесу плавиль магнитные колчеданы изъ Ducktown въ печи съ water-jacket системы Herreshoff, сѣченіе коей у фурмъ было 2 кв. м. Анализъ матеріаловъ и продуктовъ нижеслѣдующій:

Матеріалы:

	Руда.	Кварцъ.	Шлакъ.	Коксъ.
<i>Cu</i> . . .	2,744	—	0,73	—
<i>Fe</i> . . .	36,519	1,45	39,20	2,30
<i>S</i> . . .	24,848	0,32	1,75	1,58
<i>SiO²</i> . . .	18,548	96,79	30,90	8,41
<i>CaO</i> . . .	7,294	0,23	8,51	—
<i>MgO</i> . . .	2,672	—	2,71	—
<i>Zn</i> . . .	2,556	—	2,88	—
<i>Al²O³</i> . . .	0,911	0,32	1,90	3,56
<i>Mn</i> . . .	0,770	—	0,85	—
<i>O</i> . . .	—	0,38	11,37	1,00
<i>C</i> . . .	—	—	—	83,86
<i>CO²</i> . . .	3,138	—	—	—

Продукты:

	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.
<i>Cu</i> . . .	20,00	2,20	0,37
<i>Fe</i> . . .	47,15	30,80	38,84
<i>S</i> . . .	24,00	16,51	1,74
<i>SiO²</i> . . .	0,44	23,92	32,60
<i>CaO</i> . . .	0,10	4,45	8,24
<i>MgO</i> . . .	—	1,38	3,44
<i>Zn</i> . . .	2,05	2,98	1,54
<i>Al²O³</i> . . .	0,82	1,94	1,50
<i>Mn</i> . . .	0,53	0,15	0,80
<i>O</i> . . .	4,91	15,26	10,88

Загруженные шихты и полученные продукты в течение 24 часовъ были:

Шихты:

	Всего.	На 1000 кгр. руды.
Руды	62,0 тонны	1000 kgr.
Кварца	5,0 »	80 »
Шлака	9,0 »	145 »
Кокса	2,1 »	34 »

Продукты.

Купферштейна . . .	7,6 тонны	122,65 kgr.
Пыли колошниковой . . .	1,6 »	25,71 »
Шлака	58,7 »	946,15 »

Воздуходувка даетъ въ 1 мин. перемѣщеніе поршней, соответствующее 128 куб. м., а давленіе воздуха = 55 м.м. ртутнаго столба, $t = 15^\circ$.—Расплавленные купферштейнъ и шлакъ оставляютъ печь, допустимъ, при 1300° (эта температура не указана). Анализъ газовъ, къ сожалѣнію, также не данъ, мы предположимъ, что въ нихъ не содержится свободнаго кислорода, а также нѣтъ *CO* и *SO²*, кромѣ того, сѣра въ газахъ находится въ двухъ видахъ: въ видѣ паровъ *S* и какъ *SO²*, поровну въ каждомъ видѣ. Предположимъ также, что $\frac{3}{4}$ паровъ *S* образуются въ самомъ фокусѣ, а остальная $\frac{1}{4}$ (т. е. $\frac{1}{8}$ всего, перешедшаго въ газъ, количества сѣры) испаряется уже выше и поэтому не вліяетъ на температуру въ фокусѣ.

ТРЕБУЕТСЯ: 1) Составить балансъ матеріаловъ.

2) Определить коэффициентъ полезнаго дѣйствія воздуходувки.

3) Опреѣлить количество выдѣлившейся теплоты, отнесенной къ 1 кв. м. поперечнаго сѣченія у фурмъ (т. е. въ фокусѣ).

4) Опреѣлить теоретическую температуру у фурмъ.

5) Опреѣлить отношеніе между количествами теплоты, данными сгораніемъ кокса и окислительными реакціями въ фокусѣ.

6) Опреѣлить температуру, которую должно бы было имѣть дутье, если бы пожелали пользоваться горячимъ дутьемъ и не вводили бы въ печь добавочнаго кокса. Мы при этомъ предположимъ, что давленіе дутья, соотвѣтственно, повышено для того, чтобы производительность печи не измѣнилась.

1) Балансъ матеріаловъ, отнесенный къ 1000 kgr. сырой руды.

а) Руды (всего 1000 kgr.)

	Шихта.	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.	Газы.
<i>Cu</i> . . .	27,44	24,53	0,57	2,34	—
<i>Fe</i> . . .	365,19	57,83	7,92	299,44	—
<i>S</i> . . .	248,48	29,44	4,24	16,33	198,47
<i>SiO²</i> . .	185,48	0,54	6,15	178,79	—
<i>CaO</i> . . .	72,92	0,12	1,14	71,68	—
<i>MgO</i> . . .	26,72	—	0,35	26,37	—
<i>Zn</i> . . .	25,56	2,51	0,77	22,28	—
<i>Al²O³</i> . .	9,11	1,00	0,50	7,61	—
<i>Mn</i> . . .	7,70	0,64	0,14	6,92	—
<i>CO²</i> . . .	31,38	—	—	—	31,38

б) Кварца (всего 80 kgr.)

<i>Fe</i> . . .	1,16	—	—	1,16	—
<i>S</i> . . .	0,26	—	—	—	0,26
<i>SiO²</i> . .	77,43	—	—	77,43	—
<i>CaO</i> . . .	0,18	—	—	0,18	—
<i>Al²O³</i> . .	0,26	—	—	0,26	—
<i>H²O</i> . . .	0,71	—	—	—	0,71

в) Шлака (всего 145 kgr.)

<i>Cu</i> . . .	1,06	—	—	1,06	—
<i>Fe</i> . . .	56,84	—	—	56,84	—
<i>S</i> . . .	2,54	—	—	—	2,54
<i>SiO²</i> . .	44,81	—	—	44,81	—
<i>CaO</i> . . .	12,34	—	—	12,34	—
<i>MgO</i> . . .	3,93	—	—	3,93	—
<i>Zn</i> . . .	4,18	—	—	4,18	—
<i>Al²O³</i> . .	2,76	—	—	2,76	—
<i>Mn</i> . . .	1,23	—	—	1,23	—
<i>O</i> . . .	15,31	6,04	3,93	5,34	—

d) Кокса (всего 34 kgr.)

	Шихта.	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.	Газы.
<i>Fe.</i>	0,78	—	—	0,78	—
<i>S.</i>	0,54	—	—	—	0,54
<i>SiO².</i>	2,86	—	—	2,86	—
<i>C.</i>	28,51	—	—	—	28,51
<i>Al²O³.</i>	1,21	—	—	1,21	—
<i>O.</i>	0,10	—	—	0,10	—

e) Воздуха (всего 1191 kgr.)

<i>O².</i>	274,91	—	—	97,92	176,99
<i>N².</i>	916,37	—	—	—	916,37
	2450,28	122,65	25,71	946,15	1355,77

Примѣчаніе къ балансу матеріаловъ.

Кислородъ воздуха даетъ съ $\frac{1}{2} S$, поступающей въ газы,— SO^2 , а съ $C—CO^2$, кромѣ того образуетъ: FeO , ZnO и MnO , поступающихъ въ шлакъ. Мы, слѣдовательно имѣемъ,

$$O \text{ въ } SO^2 \quad 201,81 \times \frac{32}{2 \times 32} = 100,90$$

$$O \text{ въ } CO^2 \quad 28,51 \times \frac{32}{12} = 76,09$$

Итого: O для сжиганія S и C 176,99

$$O \text{ въ } FeO \quad 330,68 \times \frac{16}{56} = 94,48$$

$$O \text{ „ } ZnO \quad 26,46 \times \frac{16}{65} = 6,51$$

$$O \text{ „ } MnO \quad 8,15 \times \frac{16}{55} = 2,37$$

Итого: O въ шлакъ 103,36Къ вычету: O изъ шихты 5,44Поступаетъ въ шлакъ: O изъ воздуха 97,92Для сжиганія S и C : O изъ воздуха 176,99Всего: O изъ воздуха 274,91

Зная количество кислорода, поступающаго изъ воздуха въ печь, легко свести балансъ матеріаловъ.

2) Въ печь дувается 1191 kgr. воздуха, что составляетъ при 0° и нормальномъ давленіи:

$1191/1,293 = 921$ куб. м. на 1000 kgr. руды,
а на 62 тонны: $921 \times 62 = 57.102$ куб. м.—это за 24 часа
слѣдовательно за 1 часъ—2.379 куб. м.

а за 1 минуту—39,65 куб. м. это при 0° и 760 мм.

Для опредѣленія коэффиціента полезнаго дѣйствія воздуходувки сравнимъ эту цифру (39,65) съ объемомъ воздуха перемѣщеннымъ поршнями въ 1 мин. при температурѣ 15° и давленіи 55 мм. выше атмосфернаго, т. е. съ 128 куб. м., предварительно приведя этотъ объемъ также къ нормальнымъ условіямъ (0° и 760 мм.), что дастъ:

$$\frac{(760 + 55)273}{760(273 + 15)} \times 128 = 130 \text{ куб. м. при } 0^\circ \text{ и } 760 \text{ мм.}$$

Слѣдовательно, коэффиціентъ полезнаго дѣйствія воздуходувки будетъ въ процентахъ:

$$100 \times 39,65/130 = 30,5\%$$

Какъ видимъ, этотъ коэффиціентъ весьма низокъ!

Изъ этого примѣра видно, насколько можно ошибиться, если считать, что печь получаетъ столько воздуха, сколько даетъ перемѣщеніе поршней воздуходувокъ, однако на практикѣ, чаще всего, именно такъ и поступаютъ. Коэффиціентъ полезнаго дѣйствія воздуходувокъ мѣняется отъ 25—85%, и его опредѣленіе вычисленіями, подобными вышеприведенному, имѣетъ важное значеніе, однако практикамъ онъ обыкновенно не извѣстенъ.

3) Для опредѣленія выдѣленнаго въ фокусѣ тепла мы допустимъ, что весь твердый углеродъ кокса здѣсь сгораетъ полностью, давая CO_2 , а остальной кислородъ вдуваемаго воздуха производитъ характерныя реакціи пиритнаго плавленія. Въ теченіе 1 мин., количество прошедшей черезъ печь руды будетъ:

$$62.000/1440 = 43 \text{ kgr.}$$

На 1000 kgr. руды сгораетъ 28,51 kgr. O_2 , выдѣляя:

$$28,51 \times 8100 = 230.930 \text{ Cal.}$$

Количество необходимаго для этого кислорода:

$$28,51 \times \frac{8}{3} = 76,03 \text{ kgr.}$$

На образованіе сѣрнистыхъ соединеній остается слѣдовательно:

$$274,91 - 76,03 = 198,88 \text{ kgr.}$$

Намъ извѣстно (см. выше: «основныя принципы»), что 2 $O_2 = 64$ kgr. даетъ 161.560 Cal., слѣдовательно на 1 kgr. кислорода выдѣляется

$$161.560/64 = 2524 \text{ Cal.}$$

а на 198,88 O , соответствующихъ 1000 kg . руды:

$$198,88 \times 2524 = 502.000 \text{ Cal.}$$

всего же, на 1000 kg . руды, въ фокусѣ выдѣлится:

$$502.000 + 230.930 = 732.930 \text{ Cal.}$$

А такъ какъ въ 1 мин. черезъ печь пройдетъ 43 kg . руды, то за это время выдѣлится:

$$732.930 \times 0,043 = 31.516 \text{ Cal.}$$

Что составить на 1 кв. м. поперечнаго сѣченія:

$$31.516/2 = 15.758 \text{ Cal. въ 1 мин.}$$

Полученное число можетъ служить характеристикой для скорости плавленія въ данной печи, при сравненіи ея съ другой.

4) Мы видѣли, что на 1000 kg . руды въ фокусѣ выдѣлится 732.930 cal . и что потребное количество воздуха будетъ 1191 kg . Въ фокусъ попадетъ вся шихта, за исключеніемъ колошниковой пыли, CO^2 въ рудѣ, H^2O въ кварцѣ и приблизительно $1/4 S$ въ парахъ сѣры, т. е. около $1/8 S$ въ газахъ.

Черезъ фокусъ пройдутъ, приблизительно съ $t=1000^0$.—28,51 C —526,50 разныхъ сѣрнистыхъ соединеній и—621,20 инертныхъ шлакующихъ матеріаловъ. Они принесутъ съ собою въ фокусъ слѣдующія количества теплоты:

$$C 28,51 \times 380 = 10.834 \text{ Cal.}$$

$$\text{Сѣрнист. соед.} . . . 526,50 \times 200 = 105.300 \text{ »}$$

$$\text{Шлакующ. матер.} . . 621,20 \times 174 = 108.089 \text{ »}$$

$$\text{Итого} . . . 224.223 \text{ Cal.}$$

Прибавивъ сюда, ранѣе опредѣленные, 732.930 Cal ., мы получимъ для всего прихода тепла въ фокусѣ: 957.153 cal . Эта теплота повысить до искомой температуры t слѣдующіе продукты: 1) 946 kg . шлака, 2) 123 kg . штейна, 3) 76 kg . паровъ S , 4) 70 cb . м. SO^2 , 5) 53 cb . м. CO^2 и 6) 727 cb . м. N^2 .

Это дастъ для содержащейся въ этихъ продуктахъ, при t^0 , теплоты:

Въ шлакѣ	946	$[300 + (t-1100) 0,27]$
» штейнѣ	123	$[200 + (t-1000) 0,14]$
» паряхъ <i>S</i>	76	$[179 + (t- 445) 0,11]$
» SO^2	70	$[0,36t + 0,0003t^2]$
» CO^2	53	$[0,37t + 0,00022t^2]$
» N^2	727	$(0,303t + 0,000027t^2)$

Сложивъ и приравнявъ 957.153 Cal., мы получимъ для опредѣленія *t* слѣдующее уравненіе:

$$20.098 + 530,5 t + 0,0425 t^2 = 957.153$$

откуда:

$$t = 1569^{\circ}.$$

Эта температура много выше той, которую мы бы имѣли, если бы не употребляли добавочнаго кокса. Дѣйствительно: тогда бы у насъ отсутствовало 28,51 kgr. *C*, дающихъ 230.930 cal. Шлакообразующіе матеріалы уменьшились бы приблизительно на 5,5 kgr., а въ продуктахъ отсутствовали бы CO^2 и соотвѣтствующее количество N^2 изъ воздуха. Сдѣлавъ эти поправки, мы получимъ, подобно тому какъ было указано выше,—уравненіе, изъ котораго $t = 1447^{\circ}$. Хотя эта температура теоретически достаточна, но все же ходъ печи будетъ менѣе вѣрнымъ, благодаря возможнымъ измѣненіямъ въ составѣ руды, температурѣ и влажности воздуха и проч.

5) Сравнимъ 230.930 cal., полученныхъ отъ сжиганія *C* и 502.000 cal.—отъ окислительныхъ реакцій, мы получимъ, въ отношеніи къ общему количеству выдѣлившейся теплоты:

31,5% отъ сжиганія кокса и
68,5% „ окислительныхъ реакцій.

6) Если обойтись безъ кокса, то можно воспользоваться для достиженія той же температуры въ 1569° горячимъ дутьемъ. При холодномъ дутьѣ мы достигаемъ безъ кокса 1447°. Общій приходъ тепла, въ этомъ случаѣ, былъ бы 725.266 Cal. Продукты при t° содержали бы:

$$20.083 + 451,7t + 0,0247t^2.$$

Чтобы t стало = 1569° надо было-бы затратить, слѣдовательно, 789.600 Cal, намъ недостаетъ, стало-быть, 64.334 Cal. Количество потребнаго воздуха на 1000 kgr. руды составляетъ 862 kgr.;—они содержатъ при t° :

$$862/1,293 (0,303t + 0,000027t^2) \text{ Cal.}$$

Приравнивая это выражение 64.334 Cal. , мы получимъ для опредѣленія температуры дутья слѣдующее уравненіе:

$$202t + 0,01805t^2 = 64.334$$

откуда:

$$t = 313^\circ.$$

З А Д А Ч А № 6.

Въ Mount Lyell, Tasmania, R. Sticht бралъ анализы газовъ на различной глубинѣ въ шахтѣ печи для пиритной плавки и до самаго фокуса (около 2 м. отъ верха), анализы были схожи, оставляя въ сторонѣ пары сѣры, которые конденсировались при взятіи пробъ. Объемный анализъ (средній изъ 5) не далеко отъ фокуса далъ для газа:

H^2	0,00
SO^3	0,00
SO^2	7,90
CO^2	3,56
CO	0,00
O^2	0,88
N^2 (остатокъ) . . .	87,66
Итого .	100,00

CO^2 происходилъ отъ кокса, котораго сжигалось $1,5\%$ отъ вѣса шихты. Шлакъ содержалъ 53% FeO и 30% SiO^2 .

Требуется опредѣлить: 1) Какая часть всей теплоты въ печи приходится на окисленіе сѣры и какая на сжиганіе C .

2) Количество теплоты, отнесенное къ 1 kg . шлака.

3) Объемъ воздуха на каждые 1600 kg . образовавшагося шлака.

Рѣшеніе: Мы предположимъ, что окислительная реакція будетъ:



И дѣйствительно, вышеприведенный анализъ газовъ оправдываетъ наше допущеніе:—Въ вдуваемомъ воздухѣ на 20,8 объемныхъ частей O^2 приходится 79,2 части N^2 ;—согласно анализа газовъ, въ нихъ содержится $87,66\%$ N^2 , соответствующаго кислорода будетъ, слѣдовательно:

$$87,66 \times 20,8 / 79,2 = 23,00 \text{ части на 100 частей газовъ.}$$

Посмотримъ, насколько удовлетворительно вышеприведенная окислительная реакція отвѣчаетъ этому результату.

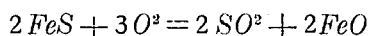
Изъ этой реакціи слѣдуетъ, что объемъ кислорода, образующій SO^2 , равенъ объему кислорода, дающему FeO ; мы имѣемъ, слѣдовательно, на основаніи анализа:

Кислородъ для 7,90 SO^2 . . .	7,90
» » — FeO . . .	7,90
» » 3,56 CO^2 . . .	3,56
Кромѣ того O^2 . . .	0,88

Итого . . 20,24 части кислорода

на 100 частей газовъ, а это довольно близко подходитъ къ тѣмъ 23,00 частямъ, полученнымъ выше.

Если бы, вмѣсто вышеприведенной реакціи, происходила слѣдующая:



то подсчетъ объема кислорода далъ бы менѣе удовлетворительный результатъ. Дѣйствительно, мы имѣли бы:

Кислородъ для 7,90 SO^2 . . .	7,90
» » — FeO . . .	3,95
» » 3,56 CO^2 . . .	3,56
Кромѣ того O^2 . . .	0,88

Итого . . 16,29 части кислорода

на 100 частей газовъ, т. е. значительно меньше, чѣмъ этого требуютъ, присутствующіе 87,66% N^2 .

Изъ вышеизложеннаго мы заключаемъ: что кислородъ вдвухъ воздуха окисляетъ именно Fe^2S , а не FeS .

1) Окисленіе Fe^2S въ конечномъ итогѣ (см. «основныя принципы») на $2O^2$ выдѣляетъ 161.560 Cal., слѣдовательно, на O^2 :—80.780 Cal., а окисленіе C въ CO^2 выдѣляетъ 97.200 Cal. На основаніи анализа газовъ и допущенной нами реакціи мы заключаемъ: что объемъ кислорода, окислившій C , равенъ 3,56 частямъ, а окислившій Fe^2S —15,80 частямъ. Слѣдовательно:

Сгораніе C дастъ $97.200 \times 3,56 = 346.000 = 21,33\%$.
 Окисленіе Fe^2S » $80.780 \times 15,80 = 1.276.300 = 78,67\%$.

2) Въ шлакъ перейдетъ $2FeO = 144$ kgr., такъ какъ согласно заданія: FeO въ шлакъ будетъ 53%, то, слѣдовательно, количество шлака будетъ:

$$144/0,53 = 272 \text{ kgr.}$$

Съ другой стороны 144 kgr. FeO соотвѣтствуетъ 64 kgr. SO^2 или 22,22 куб. м., а изъ анализа видно, что на каждыя 7,90 части SO^2 приходится 3,56 части CO^2 , — объемъ послѣдняго будетъ, слѣдовательно:

$$22,22 \times 3,56/7,90 = 10 \text{ куб. м. } CO^2.$$

Количество тепла, выдѣленного при образованіи 10 куб. м. CO^2 будетъ:

$$97.200 \times 10/22,22 = 43.740 \text{ Cal.}$$

Одновременно окисленіе сѣры дастъ, какъ намъ извѣстно:— 161.560 Cal.; слѣдовательно, при образованіи 272 kgr. шлака выдѣлится:

$$43.740 + 161.560 = 205.300 \text{ Cal.}$$

что составитъ на 1 kgr. шлака.—755 Cal.

3) Количество кислорода, приходящееся на эти 272 kgr. шлака, будетъ:

для SO^2	22,22	куб. м.
» FeO	. . .	22,22	»
» CO^2	. . .	10,00	»
		<hr/>	
Итого	. . .	54,44	куб. м.

что составитъ на 1 kgr. шлака 0,20 куб. м. кислорода, а на 1000 kgr.— 200 куб. м. O^2 , соотвѣтствующее количество воздуха будетъ:

$$200/0,208 = 960 \text{ куб. м.}$$

Плавленіе мѣдныхъ рудъ.

Плавленіе на штейнъ происходитъ либо въ отражательной печи, либо въ шахтенной. Шихта по большей части состоитъ изъ обожженной руды, обожженного штейна, въ смѣси съ необожженными сѣрнистыми соединеніями, по преимуществу концентратами и съ кварцевой скалой или известнякомъ, какъ флюсъ. Важнѣйшими реакціями во время плавленія являются: 1) образованіе Cu^2S съ имѣющейея мѣдью, 2) образованіе другихъ сѣрнистыхъ соединеній, по преимуществу FeS съ главною частью изъ оставшейся сѣры и 3) ошлакованіе

элементовъ, невошедшихъ въ штейнъ. Если имѣется значительное количество свинца, то металлическій свинецъ выдѣлится, унося съ собою главную массу благородныхъ металловъ, но объ этомъ мы будемъ говорить въ главѣ о металлурги свинца. Главными предметами вычисления будутъ: въ какой пропорціи употреблять обожженные и необожженные руды, а также флюсы, чтобы получить удовлетворительный шлакъ.

Нѣкоторыя величины, важныя для расчетовъ по плавленію мѣдныхъ рудъ, были опредѣлены въ лабораторіи автора профессоромъ W. S. Landis.

Для купферштейна, содержащаго: 47,3% Cu ,—26,2% Fe и 23,6% S —были найдены нижеслѣдующія термофизическія данныя:

Температура плавленія	1000°
Средняя теплоемкость отъ 0 до t	$Sm = 0,21104 - 0,0000366 t$
Теплоемкость при t	$S = 0,21104 - 0,0000732 t$
Количество теплоты въ твердомъ тѣлѣ при 1000°	174 Cal.
» » » жидкомъ » » 1000°	204 »
Скрытая » плавленія » 1000°	30 »
Теплоемкость при 1000°	0,138

Теплоты образованія Cu^2S и FeS не были опредѣлены съ достаточною точностью.

Для шлака изъ доменной печи для мѣди, содержащаго:

35,5% SiO_2 , 39,7% FeO , 1,0% MnO , 11,4% CaO , 2,7% MgO ,
9,2% Al_2O_3 , 0,42% Cu и 0,42% S

были найдены нижеслѣдующія термофизическія данныя:

Температура плавленія	1114°
Средняя теплоемкость отъ 0 до t	$Sm = 0,20185 + 0,0000302 t$
Теплоемкость при t	$S = 0,20185 + 0,0000604 t$
Количество теплоты въ твердомъ тѣлѣ при 1114°	262 Cal.
» » » жидкомъ » » 1114°	302 »
Скрытая » » плавленія » 1114°	40 »
Теплоемкость при 1114°	0,269

Теплота образованія изъ окисловъ, входящихъ въ составъ этого шлака—133 Cal. на 1 kgr.

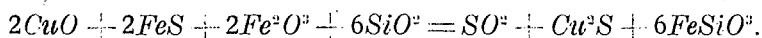
Что касается шлака, то его температура плавленія была опредѣлена съ меньшей степенью точности, чѣмъ въ купферштейнѣ; это

произошло отъ того, что плавленіе штейна наступало рѣзко, тогда какъ шлакъ предварительно размягчался и проходилъ черезъ полужидкое состояніе.

Вышеприведенныя данныя являются средними результатами опытовъ. Теплота образованія шлака была опредѣлена слѣдующимъ образомъ: тщательно свѣшенныя составныя части (окислы) были смѣшаны съ извѣстнымъ количествомъ углерода и сожжены въ калориметрической бомбѣ Бертело. Результаты цѣлаго ряда опытовъ были достаточно согласны.

Плавленіе въ отражательныхъ печахъ.

Въ отражательныхъ печахъ атмосфера никогда не бываетъ сильно восстановительной; она можетъ измѣняться отъ слабо восстановительной до сильно окислительной и въ среднемъ обыкновенно нейтральна. Какъ результатъ, окислы мѣди или сѣрнокислыя соединенія не восстанавливаются углеродомъ, какъ въ шахтенныхъ печахъ, также и Fe^2O^3 не переходитъ въ FeO отъ дѣйствія углерода, но кислородъ, содержащійся въ шихтѣ, въ сильной степени соединяется съ сѣрой и удаляется подъ видомъ SO^2 , этимъ достигается пониженіе содержанія сѣры въ штейнѣ и его качество улучшается. Главная реакція слѣдующая:



Шлакъ — $FeSiO^3$ — тяжелъ и густъ, онъ содержитъ 45% SiO^2 и будетъ лучше отдѣляться отъ штейна, если прибавить нѣкоторое количество известняка. Замѣна 10% FeO , въ силикатѣ, 10% CaO понижаетъ точку плавленія съ 1110° до 1010° и благодаря этому шлакъ легче поддерживать въ жидкомъ видѣ.

З а д а ч а № 7.

Peters (въ «Modern Copper Smelting», стр. 446) даетъ средній составъ смѣси, проплавленной въ отражательной печи въ Argo штата Colorado:

SiO^2	33,9%
Fe	10,8 »
$BaSO^4$	15,5 »
Al^2O^3	5,6 »
$CaCO^3$	8,5 »
$MgCO^3$	5,8 »
ZnO	6,1 »
Cu	2,0 »
S	5,1 »
O	6,4 »
Итого		99,7%

Печь плавить 50 тоннъ этой смѣси (загружаемой при 350°) въ 24 часа и сжигаетъ 13,5 тоннъ угля, производя штейнъ съ 40% *Сu*.

Наружные размѣры печи: 6 × 12 × 1,8 м. Сѣченіе дымохода 1,5 кв. м., площадь топки—2,9 кв. м. и плавильнаго пространства 43,3 кв. м. Температура уходящихъ газовъ 1000°. Составъ угля: влаги 1,4%, твердаго углерода 54,9%, летучихъ веществъ 32,9%, золы 10,8%. Предположимъ на 10% болѣе воздуха, чѣмъ требуется для теоретическаго горѣнія. Температура шлака и штейна 1200°.

ТРЕБУЕТСЯ ОПРЕДѢЛИТЬ: 1) Вѣсъ полученнаго штейна съ 40% *Сu*, предположивъ, что въ шлакъ попадаетъ 0,2% *Сu*.

2) Потерю мѣди, попавшей въ шлакъ, въ отношеніи ко всей содержащейся мѣди.

3) Часть тепла, даваемого топливомъ, уносимую газами, шлакомъ и штейномъ.

4) Потерю отъ излученія и теплопроводности въ 1 мин. на 1 кв. м. поверхности печи.

5) Скорость газовъ въ дымоходѣ.

6) Сколько лошадиныхъ силъ можно получить, если пропустить горячіе газы черезъ котель, который понизилъ бы ихъ температуру до 200°, предположивъ, что термомеханическій коэффициентъ котла, совмѣстно съ паровой машиной, — 7,5% отъ тепловой энергіи переданной котлу.

РѢШЕНІЕ. 1) Общее количество полученнаго штейна на 100 kgr. смѣси будетъ:

$$2,0/0,40 = 5 \text{ kgr.}$$

<i>FeS</i> въ штейнѣ	5 × 0,50	= 2,5 kgr.
<i>Fe</i> » »	2,5 × 56/88	= 1,6 »
<i>Fe</i> » шлакъ какъ <i>FeO</i>	10,8—1,6	= 9,2 »
<i>FeO</i> » »	9,2 × 72/56.	= 11,8 »

Въ шлакъ поступаютъ:

<i>SiO²</i>	33,9 kgr.
<i>FeO</i>	11,8 »
<i>BaO</i> = 15,5 × 153/233	10,2 »
<i>Al²O³</i>	5,6 »
<i>CaO</i> = 8,5 × 56/100	4,8 »
<i>MgO</i> = 5,8 × 40/84	2,8 »
<i>ZnO</i>	6,1 »

Вѣсъ шлака 75,2 kgr.

$$Cu \text{ въ шлакъ} = 75,2 \times 0,002 = 0,15 \text{ kgr.}$$

$$\text{Теряется штейна} 0,15/0,40 = 0,37 \text{ »}$$

$$\text{Дѣйствительно получ. штейна: } 5,00 - 0,37 = 4,63 \text{ kgr.}$$

2) Потеря мѣди:

$$100 \times 0,15/2,00 = 7,5\%$$

3) Теплотворная способность топлива можетъ быть вычислена на основаніи его анализа, напр. по методѣ Goutal (Electrochemical and Metallurgical Industry, апрѣль, 1907, стр. 145).

Отъ сгорания углерода: . . . $0,549 \times 8100 = 4447 \text{ Cal.}$

» » летучихъ вещ. . $0,329 \times 8650 = 2846 \text{ »}$

Итого: (съ образованіемъ воды) . . . 7293 Cal.

За исключеніемъ скрытой теплоты воды:

$$0,45 \times 606,5 = 273 \text{ Cal.}$$

это дастъ для практической теплотворной способности топлива:

$$7293 - 273 = 7020 \text{ Cal.}$$

Допустимъ, что летучія вещества состоятъ изъ: 15% водорода, 40% кислорода и 45% углерода; это дастъ для угля (для 1 kgr.):

Водорода $0,329 \times 0,15 = 0,049 \text{ kgr.}$

Летучаго углерода . $0,329 \times 0,45 = 0,148 \text{ »}$

Твердаго » $0,549 \text{ »}$

Всего » $0,697 \text{ »}$

На основаніи этого вычислимъ количество потребнаго воздуха:

Кислорода для $C = 0,697 \times 8/3 = 1,859 \text{ kgr.}$

» » $H = 0,049 \times 8 = 0,392 \text{ »}$

Итого . . 2,251 kgr.

Кислорода въ углѣ $= 0,329 \times 0,40 = 0,132 \text{ kgr.}$

Остается добавить кислорода . . 2,119 kgr.

Требуется воздуха: $\frac{2,119 \times 13/3}{1,293} = 7,1 \text{ куб. м.}$

Сопровождающій азотъ: $7,1 \times 0,792 = 5,6 \text{ куб. м.}$

10% излишняго воздуха $= 0,7 \text{ »}$

Объемъ CO^2 : $\frac{2,556}{1,98} = 1,3 \text{ »}$

Объемъ H^2O : $\frac{0,455}{0,81} = 0,6 \text{ »}$

13,5 тоннъ угля, сгорающіе за сутки, дадутъ:

$$13.500 \times 7.020 = 94.770.000 \text{ Cal.}$$

Это составитъ на 100 kgr. проплавленной смѣси:

$$94.770.000 \times 100/50.000 = 189.540 \text{ Cal.}$$

На 100 kgr. смѣси требуются 27 kgr. угля, слѣдовательно, вычисленные выше объемы газовъ должны быть помножены на 27; кромѣ того, сюда слѣдуетъ еще прибавить нѣкоторыя количества SO^2 , SO^3 и CO^2 , которыя, какъ будетъ нами выяснено впослѣдствіи, выдѣлились; эти добавочныя количества газовъ составляютъ:

$$\begin{array}{l} 7,4 \text{ kgr. } SO^2, \text{ т. е. } 7,4/2,88 = 2,6 \text{ кв. м.} \\ 6,0 \text{ » } SO^3 \text{ » } 6,0/3,60 = 1,7 \text{ »} \\ 6,7 \text{ » } CO^2 \text{ » } 6,7/1,98 = 3,4 \text{ »} \end{array}$$

На основаніи вышеизложеннаго, и опредѣливъ сначала среднія теплоемкости газовъ между 0 и 1000°, мы сумѣемъ вычислить теплоту, уносимую газами въ трубу. Мы получимъ:

Для CO^2	$(1,3 \times 27 + 3,4) \times 0,59 \times 1000 = 22.715 \text{ Cal.}$
» H^2O	$0,6 \times 27 \times 0,49 \times 1000 = 7.938 \text{ »}$
» азота съ добав. возд. $(5,6 + 0,7) \times 27 \times 0,33 \times 1000 = 56.133 \text{ »}$	
» SO^2	$2,6 \times 0,66 \times 1000 = 1.716 \text{ »}$
» SO^3	$1,7 \times 0,58 \times 1000 = 986 \text{ »}$
Итого. 89.488 Cal.	

Потеря теплоты въ газахъ, по сравненію съ теплотою развитой углемъ, будетъ слѣдовательно:

$$100 \times 89.488/189.540 = 47\%_0.$$

Опредѣлимъ теплоту въ 1 kgr. шлака при 1200°, на основаніи данныхъ Landis'a

$$302 + 0,27 (1200 - 1114) = 325 \text{ Cal.}$$

а всего въ образовавшемся шлакѣ:

$$325 \times 75,2 = 24.440 \text{ Cal.}$$

Это составитъ, по сравненію съ углемъ:

$$100 \times 24.440/189.540 = 12,9\%$$

Для штейна мы получимъ подобнымъ образомъ (для 1 kgr.):

$$204 \div 0,14 (1200 - 1000) = 232 \text{ Cal.}$$

а всего:

$$4,63 \times 232 = 1074 \text{ Cal.}$$

т. е., по сравненію съ углемъ:

$$100 \times 1074/189.540 = 0,6\%$$

4) Для опредѣленія потерь отъ излученія и проч. составимъ тепловой балансъ, при чемъ нѣкоторыя данныя, какъ - то: количества теплоты отъ происходящихъ реакцій, будутъ объяснены послѣ, сейчасъ же мы приведемъ лишь конечные результаты:

Приходъ тепла:

Въ рудѣ при 350° . $100 \times 0,15 \times 350$ 5.250 Cal.

Отъ сгорания угля 189.540 »

Всего . 194.790 Cal.

Расходъ тепла:

Въ уходящихъ газахъ 89.488 Cal.

» шлакѣ 24.440 »

» штейнѣ 1.074 »

Поглощено реакціями. 6.477 »

Потери отъ лучеиспусканія и проч. 73.311 »

Всего . 194.790 Cal.

Потери отъ лучеиспусканія, т. е. 73.311 Cal., соотвѣтствуютъ 100 kgr. проплавленной смѣси, а т. к. за сутки ее плавятъ 50.000 kgr., то за это время потери достигнутъ:

$$73.311 \times 500 = 36.655.500 \text{ Cal.}$$

что составитъ въ 1 мин.:

$$36.655.500/1440 = 25.450 \text{ Cal.}$$

Наружные размѣры печи:

$$2 (6 \times 12) \div 2 (12 \times 1,8) \div 2 (6 \times 1,8) = 208,8 \text{ кв. м.}$$

Слѣдовательно, потери отъ излученія и проч. въ 1 мин., на 1 кв. м. поверхности печи составятъ:

$$25.450/208,8 = 122 \text{ Cal.}$$

5) Легко подсчитать объемъ газовъ (при 0°), уходящихъ въ трубу, это будетъ, на 100 kgr. проплавляемой смѣси—229,1 кв. м., а на 50.000 kgr. въ сутки:

$$229,1 \times 500 = 114.550 \text{ кв. м.,}$$

или въ секунду:

$$114.550/86.400 = 1,33 \text{ кв. м. при } 0^{\circ}$$

а при 1000° :

$$1,33 \times 1273/273 = 6,2 \text{ кв. м.}$$

А т. к. сѣченіе дымохода = 1,5 кв. м., то это дастъ для скорости газовъ:

$$6,2/1,5 = 4,1 \text{ м. въ 1 сек.}$$

6) Въ уходящихъ газахъ содержится 89.488 Cal. (на 100 kgr. смѣси), въ сутки это составитъ (т. е. для 50.000 kgr. смѣси) а въ секунду:

$$89.488 \times 500 = 44.744.000 \text{ Cal.}$$

а въ секунду:

$$44.744.000/86.400 = 520 \text{ Cal.}$$

Извѣстно, что 1 Cal. соотвѣтствуетъ 425 kgr. м., слѣдовательно при полной утилизаціи тепла это составило бы:

$$520 \times 425 = 221.000 \text{ kgr. м. въ 1 сек.}$$

или въ лошадиныхъ силахъ:

$$221.000/75 = 2950 \text{ л. с.}$$

а при коэффиціентѣ полезнаго дѣйствія 7,5%:

$$2950 \times 0,075 = 221 \text{ л. с.}$$

Въ связи съ пунктомъ (3), настоящей задачи, интересно подсчитать количества теплоты, участвующія въ реакціяхъ, сопутствующихъ плавленію.

Главныя составныя части смѣси:

<i>Fe</i>	10,8%
<i>Cu</i>	2,0 »
<i>S</i>	5,1 »
<i>O</i>	6,4 »

Эти элементы находятся въ слѣдующихъ соединеніяхъ: *FeS*, *FeO*, *Fe²O³*, *FeSO⁴*, *Cu²S*, *Cu²O*, *CuO*, *CuSO⁴*. Посредствомъ различныхъ умозаключеній можно, съ достаточною степенью вѣроятности, представить себѣ составъ этихъ 24,3% въ слѣдующемъ видѣ:

<i>CuO</i>	1,0%
<i>CuSO⁴</i>	3,0 »
<i>FeS</i>	7,3 »
<i>FeSO⁴</i>	8,9 »
<i>FeO</i>	0,4 »
<i>Fe²O³</i>	3,7 »

При плавленіи на «40%» штейнъ получается:

<i>Cu²S</i>	2,5% (на 100 смѣси)	въ штейнѣ
<i>FeS</i>	2,5 »	»
<i>SO²</i>	7,4 »	» газмахъ
<i>FeO</i>	11,8 »	» шлакѣ.

а) Въ приходъ тепла можно поставить:

1) Теплоту образованія шлака изъ окисловъ

$$75,2 \times 133 = 10.00 \text{ Cal.}$$

2) Теплоту образованія: *Cu²S*, *FeS*, *SO²* и *FeO*, а именно:

<i>Cu²S</i>	. 2,5 × (20.300/159)	= 2,5 × 128 =	320 Cal.
<i>FeS</i>	. 2,5 × (24.000/88)	= 2,5 × 273 =	683 »
<i>SO²</i>	. 7,4 × (69.260/64)	= 7,4 × 1082 =	8.007 »
<i>FeO</i>	. 11,8 × (65.700/72)	= 11,8 × 913 =	10.772 »

Итого . . . 19.782 Cal.

Всего, слѣдовательно, приходу 29.782 Cal.

б) Статьи расхода тепла будутъ

1) Теплота образованія:

CuO, *CuSO⁴*, *FeS*, *FeSO⁴*, *FeO*, *Fe²O³*,

а именно:

CuO	$. . . 1,0 \times (37.700 / 79,6) = 1,0 \times 473 = 473 \text{ Cal.}$
$CuSO^4$	$. . . 3,0 \times (181.700/159,6) = 3,0 \times 1.139 = 3.417 \text{ »}$
FeS	$. . . 7,3 \times (24.000/88) = 7,3 \times 273 = 1.993 \text{ »}$
$FeSO^4$	$. . . 8,9 \times (214.500/152) = 8,9 \times 1.411 = 12.558 \text{ »}$
FeO	$. . . 0,4 \times (65.700/72) = 0,4 \times 913 = 365 \text{ »}$
Fe^oSO^2	$. . . 3,7 \times (195.600/160) = 3,7 \times 1.223 = 4.525 \text{ »}$
Итого . .	<u>23.331 Cal.</u>

2) Теплота разложенія $BaO, SO^3; CaO, CO^2; MgO, CO^2$.

Выдѣленіе SO^3 изъ $BaSO^4$	$. . . 6,0 \times 1.189 = 7.134 \text{ Cal.}$
» CO^2 » $CaCO^3$	$. . . 3,7 \times 1.026 = 3.796 \text{ »}$
» CO^2 » $MgCO^3$	$. . . 3,0 \times 666 = 1.998 \text{ »}$
Итого . . .	<u>12.928 Cal.</u>

Всего, слѣдовательно, расходу: 36.259 Cal.

Превышеніе расхода надъ приходомъ:

$$36.259 - 29.782 = 6477 \text{ Cal.}$$

Итакъ, мы видимъ, что реакція эндотермична, несмотря на значительное образованіе SO^2 ; причина этому то, что сѣра главнымъ образомъ присутствовала подъ видомъ сѣрноокислыхъ соединеній и лишь въ небольшомъ количествѣ подъ видомъ сѣрнистыхъ.

ЗАДАЧА № 8.

Для составленія шихты доменной печи для мѣди у насъ имѣются нижеслѣдующіе матеріалы:

% содержаніе.	Сырая руда.	Обожженн. концентр.	Шлакъ отъ рафинир.	Известнякъ.
Cu	15	25	50	—
Fe	20	35	10	—
S	35	10	—	—
SiO^2	25	12	25	1
CaO	—	—	—	50

Желательно получить купферштейнъ съ 50% Cu и шлакъ, содержащій: 35% SiO^2 , 40% FeO и 15% CaO . Требуется составить шихту и балансъ матеріаловъ.

Рѣшеніе. Очевидно, что количество шлака отъ рафинированія не есть вполнѣ произвольная величина, а находится въ нѣкоторой зависимости отъ количества полученнаго купферштейна, такъ какъ задача, въ томъ видѣ, какъ она дана, не вполнѣ опредѣленна, то мы допустимъ, что количество шлака отъ рафинированія составляетъ 25% отъ вѣса полученнаго купферштейна. Отнесемъ шихту къ 100 kgr. сырой руды и назовемъ соотвѣтствующія количества:

Обоженныхъ концентратовъ черезъ X

Шлака отъ рафинированія черезъ Y

и Известняка черезъ Z .

Составимъ, пользуясь этими обозначеніями, предварительный балансъ матеріаловъ, вспомнивъ (см. начало книги), что купферштейнъ съ 50% Cu содержитъ 23,9% Fe и 26,1% S .

Мы получимъ:

Предварительный балансъ матеріаловъ.

Сырой руды (всего 100 kgr.)

	Штейнъ.	Шлакъ.
Cu . . . 15	$Cu = 15$	—
Fe . . . 20	$Fe = 7,2 \div 0,14 Y$	$FeO = 16,5 - 0,18 Y$
S . . . 35	$S = 7,8 \div 0,03 X \div 0,26 Y$	—
SiO^2 . . 25	—	$SiO^2 = 25$

Обоженныхъ концентратовъ (всего X kgr.).

Cu . . . 0,25 X	$Cu = 0,25 X$	—
Fe . . . 0,35 X	$Fe = 0,12 X$	$FeO = 0,30 X$
S . . . 0,10 X	$S = 0,10 X$ (S не хватаетъ)	—
SiO^2 . . 0,12 X	—	$SiO^2 = 0,12 X$

Шлака отъ рафинированія (всего Y kgr.).

Cu . . 0,50 Y	$Cu = 0,50 Y$	—
Fe . . 0,10 Y	$Fe = 0,10 Y$ (Fe и S не хватаетъ)	—
SiO^2 . 0,25 Y	—	$SiO^2 = 0,25 Y$

Известняку (всего Z kgr.).

CaO . . 0,50 Z	—	$CaO = 0,50 Z$
SiO^2 . . 0,01 Z	—	$SiO^2 = 0,01 Z$

Мы имѣемъ:

$$\text{Мѣди въ купферштейнѣ} \dots = 15 + 0,25 X + 0,50 Y$$

$$\text{Слѣдовательно вѣсъ купферштейна (50\% Cu)} \dots = 30 + 0,50 X + 1,00 Y$$

$$\text{Сѣры въ купферштейнѣ (26,1\%)} = 7,8 + 0,13 X + 0,26 Y$$

$$\text{Желѣза въ купферштейнѣ (23,9\%)} \dots = 7,2 + 0,12 X + 0,24 Y$$

$$Y = \text{вѣсъ шлака отъ рафинирования (25\%)} \dots = 7,5 + 0,13 X + 0,25 Y$$

$$\text{Изъ послѣдняго уравненія } Y \dots = 10 + 0,17 X$$

Суммируя составныя части шлака, получимъ:

$$FeO = 16,5 - 0,18 Y + 0,30 X$$

$$SiO^2 = 25,0 + 0,25 Y + 0,12 X + 0,01 Z$$

$$CaO = 0,50 Z$$

Или, подставивъ сюда вмѣсто Y его величину въ функціи X :

$$FeO = 14,7 + 0,27 X$$

$$SiO^2 = 27,5 + 0,16 X + 0,01 Z$$

$$CaO = 0,50 Z$$

А такъ какъ по условію:

$$SiO^2 = \frac{35}{40} FeO$$

и

$$CaO = \frac{15}{40} FeO$$

то, слѣдовательно, мы получимъ два уравненія:

$$27,5 + 0,16 X + 0,01 Z = \frac{35}{40} (14,7 + 0,27 X)$$

и

$$0,50 Z = \frac{15}{40} (14,7 + 0,27 X)$$

Откуда:

$$X = 195 \text{ и } Z = 48$$

а слѣдовательно:

$$Y = 43.$$

Теперь мы можемъ составить:

Окончательный балансъ матеріаловъ.

Сырой руды (всего 100 kgr.).	Штейнъ.	Шлакъ.
<i>Cu</i> . . . 15	<i>Cu</i> = 15	—
<i>Fe</i> . . . 20	<i>Fe</i> = 20	—
<i>S</i> . . . 35	<i>S</i> = 35	—
<i>SiO</i> ² . . . 25	—	<i>SiO</i> ² = 25

Обоженныхъ концентратовъ (всего 195 kgr.).

<i>Cu</i> . . . 49	<i>Cu</i> = 49	—
<i>Fe</i> . . . 68	<i>Fe</i> = 17	<i>FeO</i> = 66
<i>S</i> . . . 20	<i>S</i> = 10	—
<i>SiO</i> ² . . . 23	—	<i>SiO</i> ² = 23

Шлакъ отъ рафинированія (всего 43 kgr.).

<i>Cu</i> . . . 22	<i>Cu</i> = 22	—
<i>Fe</i> . . . 4	<i>Fe</i> = 4	—
<i>SiO</i> ² . . . 11	—	<i>SiO</i> ² = 11

Известняку (всего 48 kgr.).

<i>CaO</i> . . . 24	—	<i>CaO</i> = 24
<i>SiO</i> ² . . . 1	—	<i>SiO</i> ² = 1
	172	150

Суммируя получимъ:

а) для штейна

<i>Cu</i> = 86 или 50%
<i>Fe</i> = 41 » 24 »
<i>S</i> = 45 » 26 »
Всего . 172 100

б) для шлака

<i>SiO</i> ² = 60 или на 36 частей
<i>FeO</i> = 66 » 40 »
<i>CaO</i> = 24 » 14 »
Всего 150 90

Задача такимъ образомъ вполне разрѣшена.

Концентраціонная плавка.

Первоначально полученный купферштейнъ можетъ содержать весьма различное количество мѣди отъ 20 до 60%. Причина этому та, что чѣмъ богаче штейнъ, тѣмъ болѣе мѣди попадаетъ въ шлакъ.

Печи съ большимъ переднимъ очагомъ и получение шлака, наиболѣе соответствующаго данному процессу, способствуютъ выгоды плавки. Получивъ этотъ первый, т. н., роштейнъ, далѣе ведется концентрационная плавка до получения, т. н., черной мѣди съ содержаніемъ отъ 90—99% *Cu*.

Уэльскій процессъ.

Его принципъ—частичный обжигъ штейна и послѣдующее плавление, дающее болѣе богатый штейнъ и желѣзистый шлакъ. Качество продукта вполне зависитъ отъ количества удаленной обжигомъ сѣры.

Примѣръ. Штейнъ съ 21,36% *Cu* и 22,95% *S* обжигается до удаленія $\frac{2}{3}$ сѣры, каково будетъ содержаніе мѣди въ новомъ штейнѣ послѣ плавки?

Сѣры останется всего 7,65%. Мы знаемъ, что на 21,36% *Cu* пойдетъ $\frac{1}{4}$, т. е. 5,34% *S*, образуя *Cu²S*, остается слѣдовательно еще 2,31% *S*, которые дадутъ: $2,31 \times \frac{88}{32} = 6,35\%$ *FeS*. Переводя это на % по отношенію къ 100 частямъ новаго штейна, мы получимъ: 65% *Cu*, 12% *Fe* и 23% *S*.

На практикѣ мы получимъ болѣе богатый штейнъ въ отражательной печи и болѣе бѣдный въ шахтенной, т. к. въ первомъ случаѣ происходитъ нѣкоторая реакція между кислородными и сѣрнистыми соединеніями съ выдѣленіемъ *SO²*, а во второмъ, благодаря *C*, происходитъ возстановленіе желѣза, которое, поступая въ штейнъ, понижаетъ процентное содержаніе мѣди.

Если предварительно не измельчить штейнъ, то обжигъ очень продолжителенъ, въ виду малой проницаемости матеріала для газовъ. Ломая кусокъ пополамъ, мы приблизительно увеличиваемъ поверхность на 50% и поэтому для одного и того же вѣса поверхность подверженная окисленію увеличивается очень быстро съ измельченіемъ. При авто-обжигѣ, посредствомъ теплоты, выдѣляемой при окисленіи, это весьма важно и процессъ идетъ тѣмъ быстрѣе, чѣмъ размѣры меньше.

Чистое пиритное плавленіе, безъ добавочнаго кокса, для концентраціи штейна не можетъ имѣть мѣста, однако, употребляя нѣкоторое количество такого кокса, происходитъ нѣчто въ родѣ частичнаго пиритнаго плавленія, какъ доказаль это Freeland въ Isabella штата Теннесси. Такое концентрационное плавленіе легче происходитъ съ небогатымъ штейномъ, чѣмъ съ богатымъ, и это весьма понятно, т. к. въ первомъ случаѣ имѣется больше желѣза и сѣры подверженныхъ окисленію, чѣмъ достигается большее повышеніе температуры, при прочихъ равныхъ условіяхъ. Для примѣра сравнимъ нижеслѣдующую задачу съ задачей № 5.

ЗАДАЧА № 9.

W. H. Freeland плавиль штейнъ (съ небольшимъ содержаніемъ *Cu*) безъ предварительнаго обжига въ той же печи, что и въ задачѣ № 5. Анализъ матеріаловъ и продуктовъ нижеслѣдующій:

а) Матеріалы:

	Штейнъ.	Сырая руда.	Лаборат. образцы.	Шлакъ.	Кварцъ.	Коксъ.
<i>Cu</i> . . .	20,00	2,79	2,45	0,73	—	—
<i>Fe</i> . . .	47,15	43,26	31,07	39,20	1,45	2,30
<i>S</i> . . .	24,00	29,18	14,84	1,75	0,32	1,58
<i>SiO</i> ² . . .	0,44	10,01	22,66	30,90	96,79	8,41
<i>CaO</i> . . .	0,10	6,32	5,71	8,51	0,23	—
<i>MgO</i> . . .	—	1,39	2,03	2,71	—	—
<i>Zn</i> . . .	2,05	2,56	2,05	2,88	—	—
<i>Al</i> ² <i>O</i> ³ . . .	0,82	1,00	1,15	1,90	0,32	3,56
<i>Mn</i> . . .	0,53	0,69	0,75	0,85	—	—
<i>O</i> . . .	4,91	—	3,39	11,37	0,38	1,00
<i>C</i> . . .	—	—	13,90	—	—	83,86
<i>CO</i> ² . . .	—	2,80	—	—	—	—

б) Продукты;

	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.
<i>Cu</i> . . .	49,63	2,49	0,60
<i>Fe</i> . . .	25,24	24,79	43,99
<i>S</i> . . .	23,00	8,91	1,19
<i>SiO</i> ² . . .	0,26	31,43	33,72
<i>CaO</i> . . .	—	3,31	2,03
<i>MgO</i> . . .	—	1,18	0,57
<i>Zn</i> . . .	1,53	3,81	2,12
<i>Al</i> ² <i>O</i> ³ . . .	—	3,93	2,16
<i>Mn</i> . . .	0,39	0,30	0,50
<i>O</i> . . .	—	3,97	12,86
<i>C</i> . . .	—	15,88	—

Загруженные шихты и полученные продукты въ теченіе 24 часовъ были:

	Шихты.	
	Всего.	На 1000 кгр. штейна.
Штейна	43,0 тонны	1000 кгр.
Сырой руды	7,3 »	170 »
Лабораторныхъ образцовъ	1,5 »	34 »

Шлака	6,9 тонны	160 kgr.
Кварца	14,2 »	330 »
Кокса	4,1 »	95 »

Продукты.

	Всего.	На 1000 kgr. штейна.
Концентр. штейнъ .	17,3 тонны	401,60 kgr.
Пыли колошниковой	0,5 »	12,01 »
Шлака	50,6 »	1176,05 »

Работа воздухоудвки такая же, какъ и въ задачѣ № 5. Шлакъ и штейнъ оставляютъ печь, допустимъ, при 1300°.

ТРЕБУЕТСЯ: 1) составить балансъ матеріаловъ.

2) Опреѣлнить коэффицентъ полезнаго дѣйствія воздухоудвки.

3) Опреѣлнить количество выдѣлившейся теплоты, отнесенной къ 1 кв. м. поперечнаго сѣченія у фурмъ (т. е. въ фокусѣ).

4) Опреѣлнить теоретическую температуру у фурмъ.

5) Опреѣлнить отношеніе между количествами теплоты, данными сгораніемъ кокса, и окислительными реакціями въ фокусѣ.

6) Опреѣлнить концентрацію, полученную отъ плавленія.

1) Балансъ матеріаловъ, отнесенный къ 1000 kgr. проплавленнаго штейна.

а) Штейна (всего 1000 kgr.)

	Шихта.	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.	Газы.
<i>Cu</i>	200,00	199,31	0,30	0,39	—
<i>Fe</i>	471,50	101,36	2,97	367,17	—
<i>S</i>	240,00	92,18	—	—	147,82
<i>SiO²</i>	4,40	1,04	—	3,36	—
<i>CaO</i>	1,00	—	—	1,00	—
<i>Zn</i>	20,50	6,14	—	14,36	—
<i>Al²O³</i>	8,20	—	—	8,20	—
<i>Mn</i>	5,30	1,57	—	3,73	—
<i>O</i>	49,10	—	—	49,10	—

б) Руды (всего 170 kgr.)

<i>Cu</i>	4,74	—	—	4,74	—
<i>Fe</i>	73,54	—	—	73,54	—
<i>S</i>	49,60	—	1,07	14,15	34,38
<i>SiO²</i>	17,02	—	3,77	13,25	—
<i>CaO</i>	10,74	—	0,40	10,34	—

	Шихта.	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.	Газы.
<i>MgO</i>	2,36	—	0,14	2,22	—
<i>Zn</i>	4,35	—	0,46	3,89	—
<i>Al²O³</i>	1,70	—	0,47	1,23	—
<i>Mn</i>	1,17	—	0,04	1,13	—
<i>O</i>	2,40	—	—	2,40	—
<i>CO²</i>	2,38	—	—	—	2,38

с) Образцы (всего 34 kgr.)

<i>Cu</i>	0,83	—	—	0,83	—
<i>Fe</i>	10,56	—	—	10,56	—
<i>S</i>	5,05	—	—	—	5,05
<i>SiO²</i>	7,70	—	—	7,70	—
<i>CaO</i>	1,94	—	—	1,94	—
<i>MgO</i>	0,69	—	—	0,69	—
<i>Zn</i>	0,70	—	—	0,70	—
<i>Al²O³</i>	0,39	—	—	0,39	—
<i>Mn</i>	0,26	—	—	0,26	—
<i>O</i>	1,15	—	0,48	0,67	—
<i>C</i>	4,73	—	1,91	—	2,82

d) Шлака (всего 160 kgr.)

<i>Cu</i>	1,17	—	—	1,17	—
<i>Fe</i>	62,72	—	—	62,72	—
<i>S</i>	2,80	—	—	—	2,80
<i>SiO²</i>	49,44	—	—	49,44	—
<i>CaO</i>	13,62	—	—	13,62	—
<i>MgO</i>	4,34	—	—	4,34	—
<i>Zn</i>	4,61	—	—	4,61	—
<i>Al²O³</i>	3,04	—	—	3,04	—
<i>Mn</i>	1,36	—	—	1,36	—
<i>O</i>	16,90	—	—	16,90	—

e) Кварца (всего 330 kgr.)

<i>Fe</i>	4,78	—	—	4,78	—
<i>S</i>	1,06	—	—	—	1,06
<i>SiO²</i>	319,41	—	—	319,41	—
<i>CaO</i>	0,76	—	—	0,76	—
<i>Al²O³</i>	1,06	—	—	1,06	—
<i>H²O</i>	2,93	—	—	—	2,93

f) Кокса (всего 95 kgr.)

	Шихта.	Штейнъ.	Пыль.	Шлакъ.	Газы.
<i>Fe</i>	2,19	—	—	2,19	—
<i>S</i>	1,50	—	—	—	1,50
<i>SiO</i> ²	7,99	—	—	7,99	—
<i>Al</i> ² <i>O</i> ³	3,38	—	—	3,38	—
<i>C</i>	79,67	—	—	—	79,67
<i>H</i> ² <i>O</i>	0,27	—	—	—	0,27

g) Воздуха (всего 2092 kgr.)

<i>O</i>	482,85	—	—	81,24	401,61
<i>N</i> ²	1609,50	—	—	—	1609,50
	3881	401,60	12,01	1176,05	2291,79

Примѣчаніе къ балансу матеріаловъ.

Всего углерода попадающаго въ газъ подъ видомъ *CO*²—82,49 kgr., а сѣры—192,61 kgr.; изъ послѣдней, допустимъ, что 17,19 kgr. (т. е. ¹/₂ *S*, попадающей изъ руды въ газы) будетъ подъ видомъ паровъ сѣры, а все остальное количество, а именно — 175,42 kgr., подъ видомъ *SO*². Количество желѣза, попадающаго въ шлакъ — 520,96 kgr. (образуя *FeO*), а марганца — 6,48 kgr. (дающаго *MnO*) и цинка — 23,56 kgr. (подъ видомъ *ZnO*). Изъ шихты 69,07 kgr. кислорода поступаетъ въ шлакъ и теперь не трудно подсчитать, сколько кислорода должно поступить изъ вдуваемаго воздуха, а слѣдовательно и количество послѣдняго.—Мы имѣемъ:

Кислорода для сжиганія сѣры:	$175,42 \times 32/32 = 175,42$	kgr.
» » » углерода:	$82,49 \times 32/12 = 219,97$	»
» дающаго <i>FeO</i> . . .	$520,96 \times 16/56 = 148,84$	»
» » <i>MnO</i> . . .	$6,48 \times 16/55 = 1,88$	»
» » <i>ZnO</i> . . .	$23,56 \times 16/65 = 5,81$	»

Итого 551,92 kgr.

За вычетомъ кислорода изъ шихты 69,07 »

Остается добавить кислорода изъ воздуха 482,85 kgr.

Сопутствующій азотъ » » 1609,50 »

2) На каждые 1000 kgr. проплавленнаго штейна въ печь поступаетъ 2092 kgr. воздуха; или въ куб. метр. при 0° и нормальномъ давленіи:

$$\frac{2092}{1,293} = 1618 \text{ куб. м.}$$

а на 43 тонны: $1618 \times 43 = 69.574$ кб. м.—это въ 24 часа,

слѣдовательно за 1 часъ: 2899 кб. м.

а за 1 минуту: 48,32 кб. м.—это при 0° и 760 мм.

Для опредѣленія коэффиціента полезнаго дѣйствія воздухоудвки надо сравнить эту цифру (48,32) съ объемомъ, описаннымъ поршнями, также приведеннымъ къ нормальнымъ условіямъ, т. е., по задачѣ № 5, съ 130 кб. м.; это дастъ въ процентахъ:

$$100 \times 48,32/130 = 37,2\%$$

3) Для опредѣленія выдѣленнаго въ фокусѣ тепла мы допустимъ, что весь твердый углеродъ кокса здѣсь сгораетъ полностью, давая CO_2 , а остальной кислородъ вдуваемаго воздуха производитъ характерныя реакціи пиритнаго плавленія. Въ теченіе 1 мин. количество прошедшаго черезъ печь штейна будетъ: $43000/1440 = 30$ kgr.

На 1000 kgr. проплавляемаго штейна сгораетъ 82,49 kgr. углерода, выдѣляя:

$$82,49 \times 8100 = 668.169 \text{ Cal.}$$

Количество необходимаго для этого кислорода:

$$82,49 \times 8/3 = 219,97 \text{ kgr.}$$

На образованіе сѣрнистыхъ соединеній остается, слѣдовательно:

$$482,85 - 219,97 = 262,88 \text{ kgr.}$$

Намъ извѣстно, что на 1 kgr. кислорода въ пиритномъ плавленіи выдѣляется 2524 Cal., слѣдовательно въ данномъ случаѣ выдѣлится:

$$262,88 \times 2524 \text{ Cal.} = 663.509 \text{ Cal.}$$

Всего же, на 1000 kgr. проплавляемаго штейна, въ фокусѣ выдѣлится:

$$663.509 + 668.169 = 1.331.678 \text{ Cal.}$$

А такъ какъ въ 1 мин. черезъ печь пройдетъ 30 kgr. штейна, то за это время выдѣлится:

$$1.331.678 \times 0,030 = 39.950 \text{ Cal.}$$

Что составитъ на 1 кв. м. поперечнаго сѣченія:

$$39.950/2 = 19.975 \text{ Cal. въ мин.}$$

Полученные результаты интересно сравнить съ подобными-же изъ задачи № 5.

4) Мы видѣли, что на 1000 kgr. руды въ фокусѣ выдѣлится 1.331.678 Cal. и что потребное количество воздуха будетъ 2092 kgr.

Въ фокусъ попадетъ вся шихта, за исключеніемъ колошниковой пыли, CO^2 и H^2O изъ шихты и приблизительно $\frac{1}{2}$ S, перешедшей изъ сырой руды въ газы въ видѣ паровъ сѣры.—Черезъ фокусъ пройдутъ приблизительно съ $t = 1000^\circ$: 82,5 kgr. C—1133,0 kgr. разныхъ сѣрнистыхъ соединеній и—545,0 kgr. инертныхъ, шлакующихся матеріаловъ. Они принесутъ съ собою въ фокусъ слѣдующія количества теплоты:

C	82,5 × 380 =	31.350 Cal.
Сѣрнист. соед.	1133,0 × 200 =	226.600 »
Шлакующ. мат.	545,0 × 174 =	94.830 »
		352.780 Cal.

Прибавивъ сюда, ранѣе опредѣленные, 1.331.678 Cal., мы получимъ для всего прихода тепла въ фокусѣ: 1.684.458 Cal.—Эта теплота повыситъ до искомой температуры t слѣдующіе продукты: 1) 1176 kgr. шлака, 2) 402 kgr. штейна, 3) 17 kgr. паровъ сѣры, 4) 351 kgr. SO^2 , 5) 302 kgr. CO^2 и 6) 1609 kgr. N^2 . Это дастъ для, содержащейся въ этихъ продуктахъ при t° , теплоты:

Въ шлакѣ	1176 [300 + (t—1100) 0,27]
» штейнѣ	402 [200 + (t—1000) 0,14]
» паряхъ S	17 [179 + (t—445) 0,11]
» SO^2	351/2,88 [0,36t + 0,0003t ²]
» CO^2	302/1,98 [0,37t + 0,00022t ²]
» N^2	1609/1,26 [0,303t + 0,000027t ²]

Сложивъ и приравнявъ 1.684.458 Cal., мы получимъ для опредѣленія t слѣдующее уравненіе:

$$29.858 + 858,7t + 0,1046t^2 = 1.684.458$$

Откуда:

$$t = 1622^\circ.$$

Эта температура лишь на 53° выше той, которая была получена въ той же печи при условіяхъ задачи № 5, при чемъ, однако, тогда количество добавочнаго кокса въ шихтѣ было приблизительно въ три раза меньше, чѣмъ теперь. Если бы мы теперь обошлись безъ кокса, то теоретическая температура оказалась бы всего = 1388°, противъ

$t = 1447^\circ$ въ задачѣ № 5. Такая температура слишкомъ низка для успѣшнаго хода плавки.

5) Сравнимъ 668.169 Cal., полученныхъ отъ сжиганія C , съ 1.331.678 Cal.—общаго выдѣленнаго тепла, мы получимъ искомое отношеніе въ процентахъ $= 50\%$.

6) Концентрація, полученная отъ плавленія, обыкновенно берется въ видѣ отношенія процентныхъ содержаній мѣди въ обоихъ штейнахъ послѣ и до плавленія, т. е. въ данномъ случаѣ она будетъ:

$$49,63/20 = 2,48.$$

Плавленіе—обжигъ.

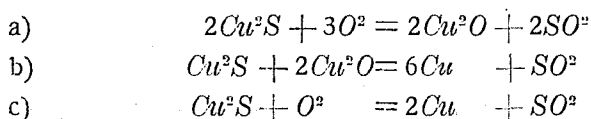
Когда штейнъ доведенъ концентраціонными плавками до содержанія между 70 и 80% Cu , его называютъ «бѣлымъ металломъ» и можно начать возстановленіе мѣди.

	Cu^2S	FeS
При 70% Cu въ штейнѣ . . .	87,5%	12,5%
» 80% Cu » » . . .	100,0%	0,0%

Вся операція сводится къ окисленію; во-первыхъ, медленное плавленіе штейна въ сильно окислительной атмосферѣ отражательной печи; во-вторыхъ, продолжительное окисленіе, пока не исчезнетъ вся сѣра.

Во время плавленія штейнъ окисляется поверхностно до такой степени, что по окончаніи плавленія мѣдныя окиси, дѣйствуя на сѣрнистыя соединенія желѣза, окончательно вытѣсняютъ желѣзо изъ штейна. Реакціи этой стадіи процесса тѣ же, что и въ концентраціонной плавкѣ.

Послѣ плавленія сѣра продолжаетъ окисляться и образуется закись мѣди, которая въ свою очередь, дѣйствуя на сѣрнистую мѣдь, выдѣляетъ металлическую мѣдь.



По всей вѣроятности, реакціи (a) и (b) происходятъ послѣдовательно, но, предположивъ ихъ одновременными, мы (сложивъ и раздѣливъ на 3) получимъ реакцію (c).

Термохимія этихъ реакцій будетъ:

а)

$$\begin{array}{r}
 2 (Cu^2, S) = 2 (-20.300) = -40.600 \text{ Cal. (поглощеніе)} \\
 2 (Cu^2, O) = 2 (43.800) = +87.600 \text{ » (выдѣленіе)} \\
 2 (S, O^2) = 2 (69.260) = +138.520 \text{ » } \\
 \hline
 \text{Всего } = +185.520 \text{ Cal. (выдѣленіе)}
 \end{array}$$

что составитъ на 1 kgr. Cu^2S выдѣленіе 580 Cal.

б)

$$\begin{array}{r}
 (Cu^2, S) = -20.300 \text{ Cal. (поглощеніе)} \\
 2(Cu^2, O) = 2 (-43.800) = -87.600 \text{ » } \\
 (S, O^2) = +69.260 \text{ » (выдѣленіе)} \\
 \hline
 \text{Всего } = -38.640 \text{ Cal. (поглощеніе)}
 \end{array}$$

на 1 kgr. Cu^2S —поглощеніе 243 Cal.

с)

$$\begin{array}{r}
 (Cu^2, S) = -20.300 \text{ Cal. (поглощеніе)} \\
 (S, O^2) = +69.260 \text{ » (выдѣленіе)} \\
 \hline
 \text{Всего } = +48.960 \text{ Cal. (выдѣленіе)}.
 \end{array}$$

на 1 kgr. Cu^2S —выдѣленіе 308 Cal.

» 1 » Cu — » 385 »

Соединивъ воедино реакціи (а) и (б) мы дѣйствительно получимъ 3 (с):

$$+185.520 - 38.640 = +146.880 = 3 \times 48.960.$$

Итакъ, мы видимъ, что реакціи (а) экзотермичны, — реакціи (б) эндотермичны, а соединеніе обѣихъ, дающее реакцію (с), экзотермично, при чемъ выдѣляющееся количество тепла больше того, которое содержится въ расплавленномъ Cu^2S или расплавленной мѣди, такъ какъ 1 kgr. Cu^2S приблизительно содержитъ 250 Cal., а 1 kgr. Cu не болѣе 200 Cal. при всякой температурѣ печи. Однако въ отражательной печи скорость окисленія настолько мала, что изъ выдѣляемой теплоты извлекается лишь незначительная польза.

Примѣръ. Въ отражательной печи 8 тоннъ «блага металла» плавятся въ черную мѣдь въ теченіе 48 часовъ, при чемъ сжигается 5 тоннъ угля. Какое приблизительно отношеніе между теплотою выдѣленною окислительными реакціями и полученною отъ сжиганія угля?

Предположимъ, что нашъ «бѣлый металлъ» чистый Cu^2S и что теплотворная способность угля = 6000 Cal. Мы имѣемъ:

Теплота отъ окисленія: $8000 \times 308 = 2.464.000$ Cal.

» » сжиг. угля: $5000 \times 6000 = 30.000.000$ »

Всего . . 32.464.000 Cal.

Это за 48 часовъ, а за 1 часъ 676.333 Cal.

Искомое отношеніе (въ %) будетъ:

$$100 \times 2.464.000 / 32.464.000 = 7,6\%$$

Однако, разъ плавленіе достигнуто, если окисленіе идетъ достаточно быстро, его одного можетъ быть достаточно для поддержанія потребной температуры. Допустимъ, что печь требуетъ въ часъ 727.500 cal., слѣдовательно теплота окисленія въ 3,4 раза больше и если бы окисленіе могло произойти за 3 часа 24 мин., то въ дальнѣйшемъ, послѣ плавленія, не потребовалось бы добавочнаго угля. На нѣкоторыхъ заводахъ воздухъ вдувается въ печь, а въ другихъ прогоняется подъ давленіемъ черезъ ванну, этимъ сокращается время потребное на окислительныя реакціи процентовъ на 80 и благодаря этому достигается значительная экономія въ углѣ.

Бессемерованіе купферштейна.

John Hollaway патентовалъ въ 1878 г. процессъ окисленія купферштейна въ мѣдъ въ аппаратѣ подобномъ Бессемеровскому конвертору для стали. Въ 1880 г., Manhès во Франціи достигъ благопріятныхъ результатовъ и въ 1884 г. началъ работать первый заводъ по этому принципу въ «Parrot Works» въ Butte.

Несмотря на сходство принциповъ, детали существенно отличаются отъ дутья черезъ чугуны для полученія стали. При окисленіи чугуна углеродъ, кремній, марганецъ и проч. примѣси, подлежащія окисленію, рѣдко превышаютъ 10%, желѣзо тоже нѣсколько окисляется и потери его могутъ колебаться между 3 и 20%. При окисленіи купферштейна отъ 40 до 70% загрузки подлежатъ окисленію, это вызываетъ огромное образованіе шлака и самый процессъ продолжается отъ пяти до пятнадцати разъ дольше. Передъ окончаніемъ процесса, въ случаѣ стали, Fe начинаетъ окисляться и температура еще повышается; при купферштейнѣ мѣдъ не окисляется и поэтому, при излишнемъ дутьѣ, начинается постепенное охлажденіе. Последнее обстоятельство не позволяетъ располагать фурмы на днѣ конвер-

тора, иначе бы онѣ наполнились застывшей мѣдью; фурмы обязательно должны быть боковыми и посредствомъ постепеннаго наклоненія конвертора достигаютъ того, что онѣ всегда приходятся надъ мѣдью въ толщѣ шлака.

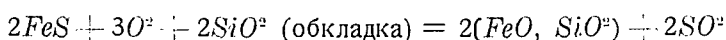
Два наилучшихъ сочиненія по деталямъ бессемерованія купферштейна это: Jannettaz «Les Convertisseurs pour le Cuivre» (Mem. de la Soc. des Ing. Civ. 1902, (I), 268—319) и Dr. F. Mayer «Das Bessemern von Kupfersteinen»; прочемъ и въ другихъ сочиненіяхъ по металлургіи мѣди можно найти цѣнные свѣдѣнія по этому вопросу.

Предположимъ, что конверторъ только-что опорожненъ и нагрѣтъ до ярко-краснаго жара (1100°) и что въ него вливаютъ расплавленный купферштейнъ, тоже при 1100° (его температура застыванія 1000°). Обкладка имѣетъ, скажемъ, 60 см. толщины, наружная поверхность конвертора около 200° и излучается тепло съ постоянной скоростью въ 50 Cal. съ квадр. метра въ 1 мин. При наружной поверхности въ 25 кв. м. потеря въ минуту будетъ, такимъ образомъ, 1250 Cal. въ спокойномъ состояніи. Пусть загрузку составляютъ 3000 kgr. штейна съ среднею теплоемкостью въ 0,14. На каждый градусъ охлажденія уйдетъ: $3000 \times 0,14 = 420$ Cal., слѣдовательно, благодаря излученію конвертора, въ теченіе 1 мин., штейнъ охладится на:

$$1250/420 = 3^{\circ}.$$

Если первоначальная температура штейна на 100° выше его точки застыванія, то до начала застыванія пройдетъ минутъ 30, а далѣе само застываніе продлится минутъ 70, если предположить, что устье конвертора закрыто и не даетъ добавочныхъ потерь на излученіе.

При пропускѣ воздуха мы получимъ слѣдующую реакцію:



Подсчитаемъ выдѣленіе теплоты:

Поглощено на разложеніе $2FeS$	2 (24.000) =	— 48.000 Cal.
Выдѣлилось при образов. $2FeO$	2 (65.700) =	+ 131.400 »
» » соединеніи $2FeO$ съ $2SiO^2$	2 (8.900) =	+ 17.800 »
» » образованіи $2SO^2$	2 (69.260) =	+ 138.520 »
			Всего выдѣлилось =
			+ 239.720 Cal.

Что составитъ:

на 1 kgr. FeS выдѣленіе	1362 cal.
» 1 » O^2 »	2497 »

Теоретическое повышение температуры.

Допустимъ, что у насъ окисляется количество FeS , равное 1% въса купферштейна. Подсчитаемъ повышение температуры.

На $2FeS (=176 \text{ kgr.})$ требуется $3O^2 (=96 \text{ kgr.})$, слѣдовательно на 1 kgr. FeS пойдетъ:

$$\begin{aligned} 96/176 &= 0,545 \text{ kgr. } O^2 \\ \text{сопутствующаго азота} &= 1,818 \quad \text{»} \\ \hline \text{Итого воздуха} &= 2,363 \text{ kgr.} \end{aligned}$$

что составляетъ:

$$2,363/1,293 = 1,827 \text{ куб. м. воздуха.}$$

Этотъ воздухъ, нагрѣваясь съ 50 до 1100° поглотить:

$$1,827 [0,303 + 0,000027 (1150)] 1050 = 641 \text{ Cal.}$$

Изъ выдѣленныхъ 1 kgr. FeS —1362 Cal. останется свободными: $1362 - 641 = 721 \text{ Cal.}$, идущіе на повышение температуры продуктовъ.

Эти продукты будутъ:

Неокисленного штейна . . .	99 kgr.
Расплавленного шлака . . .	1,50 »
Выдѣляющагося газа SO^2 . . .	0,73 » или 0,25 куб. м.
» » N^2 . . .	1,82 » » 1,44 »

Теплоемкость этихъ продуктовъ при 1100° будетъ:

Купферштейна	$99 \times 0,14 = 13,86 \text{ Cal.}$
Шлака	$1,50 \times 0,27 = 0,41 \text{ »}$
SO^2	$0,25 \times 1,02 = 0,25 \text{ »}$
N^2	$1,44 \times 0,36 = 0,52 \text{ »}$
Итого	<u>15,04 Cal.</u>

Теоретическое повышение температуры будетъ:

$$721/15,04 = 47,9^\circ.$$

Найденная величина указываетъ на скорость поднятія температуры при началѣ дутья. Допустимъ, что 1% FeS окисляется въ 1 мин., тогда къ концу первой минуты температура подыметъ на разность

между $47,9^{\circ}$ и теми, отъ 2 до 10° , на которые конверторъ успѣть охладиться отъ излученія за это время. Скорость охлажденія можетъ быть принята за постоянную величину, но скорость нагрѣванія постепенно убываетъ.

При исчезновеніи 1 kgr. FeS вѣсъ штейна уменьшается на 1 kgr. и теплоемкость продуктовъ уменьшается на 0,14, при этомъ образуется 1,50 kgr. шлака съ теплоемкостью въ 0,27 слѣдовательно теплоемкость продуктовъ одновременно увеличивается на 0,41, въ общемъ же, достигается увеличеніе теплоемкости продуктовъ на: $0,41 - 0,14 = 0,27$ на каждый процентъ окисленнаго FeS ; въ виду этого постепеннаго увеличенія теплоемкости, скорость повышенія температуры идетъ убывая, этому способствуетъ еще воздухъ, который, благодаря болѣе высокой температурѣ, въ свою очередь уноситъ больше тепла, оставляя все меньше и меньше свободного тепла, даваемого окисленіемъ FeS , для поднятія температуры продуктовъ. Что касается охлажденія отъ излученія, то мы примемъ его за 5° въ 1 мин. и будемъ считать постояннымъ.

На основаніи вышеизложеннаго, для иллюстраціи, можетъ быть составлена слѣдующая табличка:

Количество окисленнаго FeS .	Температура при началѣ.	Теплота поглощ. воздухомъ.	Остается свободной теплоты.	Теплоемкость продуктовъ.	Повышеніе температуры.
отъ 0 до 1%	1100°	641	715	15,04	42
1 — 2 »	1142°	670	686	15,31	40
2 — 3 »	1182°	694	662	15,58	37
3 — 4 »	1219°	722	634	15,85	35
4 — 5 »	1254°	742	614	16,12	33
5 — 6 »	1287°	768	588	16,39	31
6 — 7 »	1318°	789	567	16,66	29
7 — 8 »	1347°	809	547	16,93	27
8 — 9 »	1374°	823	533	17,20	26
9 — 10 »	1400°	847	509	17,47	24
при 10 »	1424°	—	—	—	—

ЗАДАЧА № 10.

W. Randolph Van Liew (Trans. Am. Inst. Mining Eng., 1904, стр. 418) даетъ нижеслѣдующіе анализы купферштейна, обрабатываемаго въ бессемеровскомъ конверторѣ:

Штейнъ.	Cu ^o %	Fe ^o %	S ^o %	Zn ^o %	As ^o %	Sb ^o %	Ag ^o %	Au ^o %
При началѣ.	49,72	23,31	21,28	1,19	0,11	0,14	0,152	0,00055
Черезъ 10 м.	50,20	23,15	20,95	1,20	0,09	0,12	0,147	0,00048
» 20 »	56,88	17,85	19,74	0,84	0,08	0,10	0,176	0,00069
» 30 »	64,60	10,50	18,83	0,70	0,08	0,13	0,191	0,00083
» 40 »	76,37	2,40	16,30	0,45	0,08	0,13	0,240	0,00110
» 70 »	99,12	0,038	0,159	0,09	0,0012	0,006	0,312	0,00111

ТРЕБУЕТСЯ: 1) Определить вѣсъ штейна къ концу каждаго изъ вышеприведенныхъ періодовъ, относя его къ 1000 kgr. загруженнаго штейна.

2) Определить потери въ вѣсѣ всѣхъ составныхъ частей, въ отдѣльности, за каждый періодъ.

3) Определить количество выдѣлившейся теплоты за каждый періодъ.

4) Определить потерю тепла отъ излученія и теплопроводности, предположивъ, что штейнъ имѣетъ въ началѣ температуру въ 1100°, а въ концѣ дутья, образовавшаяся черная мѣдь, имѣетъ 1200°, а также, что за послѣдній періодъ (между 40—70 мин., когда въ послѣдній разъ удаляется шлакъ) теряется отъ окисленія мѣди 1% отъ первоначальнаго вѣса штейна.

Рѣшеніе: 1) Предположимъ (и это весьма близко къ истинѣ), что за первыя 40 мин. мѣдь совершенно не выгораетъ, а за послѣдніе 30 мин., мы знаемъ, что ее выгораетъ 10 kgr. Это дастъ намъ возможность, на основаніи процентнаго состава различныхъ штейновъ, определить вѣсъ штейна къ концу каждаго періода. Мы будемъ имѣть:

При началѣ дутья 1000 kgr. штейна съ 497,2 kgr. Cu.

Черезъ 10 мин. . 497,2/0,5020 = 990,4 kgr. штейна.

» 20 » . 497,2/0,5688 = 874,1 » »

» 30 » . 497,2/0,6460 = 769,7 » »

» 40 » . 497,2/0,7637 = 651,0 » »

» 70 » . 487,2/0,9912 = 491,5 kgr. черной мѣди.

2) На основаніи анализовъ и относя недостающій вѣсъ къ кислороду, мы можемъ составить слѣдующую таблицу:

Элементы.	Сначала.		Выдѣл.		Черезъ 10 мин.		Выдѣл.		Черезъ 20 мин.		Выдѣл.		Черезъ 30 мин.		Выдѣл.		Черезъ 40 мин.		Выдѣл.		Черезъ 70 мин.	
	Сначала.	Выдѣл.	Черезъ 10 мин.	Выдѣл.	Черезъ 20 мин.	Выдѣл.	Черезъ 30 мин.	Выдѣл.	Черезъ 40 мин.	Выдѣл.	Черезъ 70 мин.	Выдѣл.	Черезъ 70 мин.	Выдѣл.	Черезъ 70 мин.	Выдѣл.	Черезъ 70 мин.	Выдѣл.	Черезъ 70 мин.	Выдѣл.	Черезъ 70 мин.	
<i>Сu.</i>	497,2	0,0	497,2	0,0	497,2	0,0	497,2	0,0	497,2	10,0	487,2											
<i>Fe.</i>	233,1	3,8	229,3	73,3	156,0	75,2	80,8	65,2	15,6	15,4	0,2											
<i>S.</i>	212,8	5,3	207,5	35,0	172,5	27,6	144,9	38,8	106,1	105,3	0,8											
<i>O.</i>	41,0	0,1	40,9	2,9	38,0	-0,3	38,3	12,0	26,3	24,9	1,4											
<i>Zn.</i>	11,9	0,0	11,9	4,6	7,3	1,9	5,4	2,5	2,9	2,5	0,4											
<i>As.</i>	1,1	0,2	0,9	0,2	0,7	0,1	0,6	0,1	0,5	0,5	0,0											
<i>Sb.</i>	1,4	0,2	1,2	0,3	0,9	-0,1	1,0	0,2	0,8	0,8	0,0											
<i>Ag.</i>	1,52	0,06	1,46	-0,08	1,54	0,07	1,47	-0,09	1,56	0,03	1,53											
<i>Au.</i>	0,0055	0,0007	0,0048	-0,0012	0,0060	-0,0004	0,0064	-0,0008	0,0072	0,0017	0,0055											
Всего . .	1000,0	9,6	99,04	116,3	871,1	104,4	769,7	118,7	651,0	159,5	491,5											

3) Количества выдѣлившейся теплоты за каждый періодъ опредѣляются слѣдующимъ образомъ:

Беремъ каждый изъ выдѣлившихся за этотъ періодъ элементовъ, въ указанномъ въ вышеприведенной таблицѣ количествѣ, и подсчитаемъ для него теплоту окисленія и образованія шлака, а затѣмъ вычтемъ теплоту разложенія сѣрнистаго соединенія.—Такъ, для перваго періода, отъ начала до конца 10-ой минуты, мы получимъ:

Приходъ тепла.

$$\begin{aligned}
 Fe \text{ въ } FeO \cdot SiO^2 & \dots 3,8 \times 1332 = 5.062 \text{ Cal.} \\
 S \text{ » } SO^2 & \dots 5,3 \times 2164 = 11.469 \text{ »} \\
 As \text{ » } As^2O^3 & \dots 0,2 \times 1043 = 209 \text{ »} \\
 Sb \text{ » } Sb^2O^3 & \dots 0,2 \times 695 = 139 \text{ »} \\
 \hline
 \text{Итого} & \dots 16.879 \text{ Cal.}
 \end{aligned}$$

Расходъ тепла:

$$\begin{aligned}
 Fe \text{ изъ } FeS & \dots 3,8 \times 429 = 1630 \text{ Cal.} \\
 As \text{ » } As^2S^2 & \dots 0,2 \times 2000 = 400 \text{ »} \\
 Sb \text{ » } Sb^2S^3 & \dots 0,2 \times 1433 = 287 \text{ »} \\
 \hline
 \text{Итого} & 2.317 \text{ Cal.}
 \end{aligned}$$

Слѣдовательно, за этотъ періодъ выдѣлится 14.562 Cal.

Поступая такимъ же образомъ и для слѣдующихъ періодовъ, мы сможемъ составить нижеслѣдующую таблицу:

	За первые 10 м.	Съ 10—20 м.	Съ 20—30 м.	Съ 30—40 м.	Съ 40—70 м.	За 1/3 посл. пер.
Прих. отъ окисл. . .	16.879	179.797	162.476	174.316	257.046	85.682
Расх. отъ разлож. . .	2.317	35.321	33.719	30.113	10.410	3.470
Выдѣлилось.	14.562	144.476	128.757	144.203	246.636	82.212

Послѣдній столбецъ прибавленъ для сравненія съ четырьмя первыми, онъ составляетъ $\frac{1}{3}$ пятого столбца, охватывающаго 30 мин. Сложивъ количества выдѣлившейся теплоты съ начала до конца 70-ой минуты, мы получимъ 678.634 Cal.

4) Для опредѣленія потерь отъ излученія составимъ тепловой балансъ:

Приходъ тепла.

Содержится въ 1000 kgr. штейна при 1100°	214.000 Cal.
Выдѣлилось во время дутья.	678.634 »
Итого	892.634 Cal.

Расходъ тепла.

Въ 491,5 kgr. <i>Cu</i> при 1200°	85.994 Cal.
» 424,0 » <i>SO²</i> » 1000°	97.020 »
» 947 » <i>N²</i> » 1000°	248.160 »
» 550 » шлака » 1250°	187.000 »
Остается для потерь отъ излученія и проч.	274.460 »
Итого.	892.634 Cal.

Въ теченіе 1 мин., потери отъ излученія, отнесенныя къ 1000 kgr. первоначальнаго купферштейна, составятъ 3920 Cal.

Электрометаллургия мѣди.

Въ металлургии электрической токъ можетъ быть использованъ либо въ цѣляхъ электролитическихъ, либо—электротермическихъ. Въ первомъ случаѣ, токъ, при прохожденіи въ одномъ направленіи черезъ электролитъ, производитъ на катодѣ возстановляющее дѣйствіе, какъ напримѣръ отдѣленіе металла изъ электролита, или возстановленіе соли окиси въ соль закиси; на анодѣ дѣйствіе же будетъ прямо противоположно. Само собою разумѣется, что одновременно съ электролизомъ происходитъ нѣкоторое выдѣленіе тепла, благодаря представляемому электролитомъ сопротивленію прохожденію тока, однако, въ данномъ случаѣ, повышеніе температуры является дѣломъ второстепеннымъ въ сравненіи съ электролитическимъ дѣйствіемъ тока. Если достигаемое при этомъ повышеніе температуры настолько велико, что достигается расплавленіе электролита, то, не безъ основанія, подобный аппаратъ можетъ быть названъ «электролитической печью».

Электротермическіе процессы характеризуются отсутствіемъ электролиза и токъ (постоянный или переменный) употребляется лишь ради даваемой имъ теплоты. Эти процессы происходятъ въ электрическихъ печахъ и химическія реакціи и физическія измѣненія нуждаются въ электрическомъ токѣ лишь какъ въ термическомъ агентѣ. Существуютъ три типа печей: сопротивленія, дуговыя и смѣшанныя. Въ печахъ сопротивленія теплота вызывается прохожденіемъ тока черезъ сопротивляющуюся среду, образуемую либо самой загрузкой, либо постороннимъ тѣломъ (жидкимъ, твердымъ или гранулированнымъ), которое перемѣшано, въ соприкосновеніи, или по сосѣдству съ нагреваемымъ матеріаломъ. Въ дуговыхъ печахъ токъ перескакиваетъ черезъ промежутокъ между обоими полюсами, образуя дугу съ чрезвычайно высокой температурой, служащей для нагреванія обрабатываемаго тѣла. Въ смѣшанныхъ печахъ тѣло служитъ однимъ или обоими электродами и поэтому, съ одной стороны нагревается отъ прохожденія тока, а съ другой—отъ образующейся дуги.

Въ электролитическихъ процессахъ производительность установки зависитъ, главнымъ образомъ, отъ силы тока, такъ какъ осажденіе пропорціонально амперамъ, проходящимъ черезъ электролитъ. Въ электролитическихъ процессахъ производительность пропорціональна электрической энергіи или уаттамъ (т. е. произведенію силы тока въ амперахъ на напряженность въ вольтахъ). Въ электролитическихъ процессахъ употребляютъ лишь постоянный токъ, а въ электротермическихъ—либо постоянный, либо переменный и даже второй по преимуществу, въ виду равномерности его дѣйствія.

Электрометаллургия мѣди дѣлится на слѣдующіе классы:

I. Электролитическіе процессы.

- 1.—Прямая обработка руды.
- 2.—Обработка купферштейна.
- 3.—Осажденіе изъ растворовъ.
- 4.—Рафинированіе не-чистой мѣди.

II. Электротермическіе процессы.

- 1.—Прямое плавленіе руды.
- 2.—Плавленіе и отливка мѣди.

I.

Электролитическіе процессы.

Какъ извѣстно атомный вѣсъ мѣди — 63,6. Въ природѣ встрѣчаются соли закиси (одноатомная мѣдь) и соли окиси (двухатомная мѣдь). Въ первомъ случаѣ химическій эквивалентъ 63,6, а во второмъ—31,8.

Электролитическое дѣйствіе тока пропорціонально химическому эквиваленту и количеству проходящихъ амперъ. Зная, что 1 амперъ выдѣляетъ въ секунду 0,00001036 граммъ водорода, мы будемъ имѣть при электролизѣ мѣдныхъ солей:

1 амперъ въ:	При закиси.	При окиси.
1 секунду . . .	0,0006589 gr.	0,0003295 gr.
1 минуту . . .	0,03953 »	0,01977 »
1 часъ . . .	2,372 »	1,186 »
1 день . . .	56,93 »	28,46 »
1 годъ . . .	20,78 kgr.	10,39 kgr.

I. 1.—Прямая обработка рудъ электролизомъ.

Въ природѣ нѣтъ мѣдныхъ рудъ, которыя могли бы быть расплавлены и электролизованы наподобіе азотнокислаго натра (чилийской селитры), дающаго, при электролизѣ расплавленной соли, *Na*.

Наиболѣе часто встрѣчаемая мѣдная руда—мѣдный блескъ (полусѣрнистая мѣдь (Cu^2S)) всегда перемѣшана съ большимъ количествомъ постороннихъ тѣлъ, и даже, будучи расплавлена въ чистомъ видѣ, у катода получается настолько сильное раствореніе мѣди, что электролизъ становится невозможнымъ. Фарадей показалъ, что расплавленная окись мѣди разлагается при электролизѣ и если бы ее находили въ природѣ въ достаточно чистомъ видѣ и достаточномъ

количествѣ, то электролизъ ея былъ бы возможенъ, но во всякомъ случаѣ не настолько экономиченъ, какъ возстановленіи углеродомъ.

Хлористая мѣдь находится въ природѣ подъ видомъ соляно-мѣдной руды или атакомита— $3Cu(OH)^2 \cdot CuCl^2$. $CuCl^2$ въ достаточно чистомъ видѣ, но въ небольшомъ количествѣ въ Чили.

Эта руда растворяется въ значительныхъ количествахъ въ расплавленной поваренной соли ($NaCl$) и затѣмъ можетъ быть электролизована. Сначала токъ возстановляетъ $CuCl^2$ въ $CuCl$ съ выдѣленіемъ Cl , а затѣмъ ужъ даетъ Cu .

Полухлористая мѣдь— $CuCl$ не встрѣчается въ природѣ, но легко можетъ быть получена искусственнымъ путемъ, напримѣръ отъ дѣйствія Cl на Cu^2S (процессъ Ашкрофта).

Въ расплавленномъ видѣ $CuCl$ очень хорошо проводитъ токъ, выдѣляя мѣдь въ видѣ листочковъ. Температура не можетъ быть доведена до точки плавленія мѣди въ виду легкой испаряемости первоначальнаго тѣла. Электропроводность $CuCl$ хороша, ея удѣльное сопротивленіе (сопротивляемость), при 50° надъ точкой плавленія, всего лишь 6 омъ (на кубич. сант.).

З А Д А Ч А № 11.

При электролизѣ расплавленной полухлористой мѣди, съ нерасстворимымъ анодомъ, электроды находятся на разстояніи 4 см. другъ отъ друга и поверхностная плотность тока составляетъ 0,5 амперъ на квадр. см.

Требуется опредѣлить:

- 1) Напряженность тока въ вольтахъ.
- 2) Часть энергіи тока, превращенную въ теплоту.
- 3) Объемъ хлора при 0° , выдѣленнаго въ 1 мин. токомъ въ 1000 амперъ.
- 4) Выходъ мѣди въ kg . на 1 kwh -часъ электр. энергіи.

Рѣшеніе. 1) Напряженность тока состоитъ изъ суммы напряженностей, необходимыхъ: а) для преодоленія сопротивленія электролита и б) для химическаго разложенія.

Съ сопротивляемостью въ 6 омъ и пов. плотностью тока въ 0,5 амперъ на квадр. см., при разстояніи между электродами въ 4 см. (а) дастъ:

$$6 \times 0,5 \times 4 = 12 \text{ вольтъ.}$$

Величину для (б) мы получимъ, раздѣливъ на 23.040 теплоту образованія (Cu, Cl) = 35.400 Cal.:

$$35.400/23.040 = 1,5.$$

Слѣдовательно, общій вольтажъ будетъ:

$$12 + 1,5 = 13,5 \text{ вольтъ.}$$

Сюда еще слѣдуетъ добавить отъ 0,5 до 1 вольта на потери напряженія въ контактахъ.

2) Часть энергіи тока, превращаемая въ теплоту, будетъ въ процентахъ:

$$100 \times 12/13,5 = 89\%.$$

3) Предполагая 100% полезнаго дѣйствія при выдѣленіи хлора, мы будемъ имѣть:

Водородъ выдѣл. 1 амп. въ 1 сек. . . . = 0,00001036 гр.

Cl (съ химич. эквивал. въ 35,5) . . . = 0,0003677 »

Это дастъ для *Cl* въ 1 мин. на 1000 амп. = 22,06 гр.

Или для объема *Cl* при 0°:

$$\frac{22,06}{0,09 \times 35,5} = 6,9 \text{ литр.}$$

4) 1 килоаттъ при 13,5 вольтахъ дастъ:

$$1000/13,5 = 74 \text{ ампера.}$$

Этотъ токъ выдѣлить за 1 часъ (при 100% полезнаго дѣйствія):

$$2,372 \times 74 = 175 \text{ гр. мѣди.}$$

При меньшей пов. плотности тока мы имѣли бы меньшій вольтажъ и слѣдовательно большую производительность.

I. 2.—Электролизъ купферштейна.

Какъ извѣстно, купферштейнъ есть смѣсь Cu^2S и FeS и часто содержитъ, какъ нечистоты: *Pb*, *Zn*, *Ag*, *Au*, *As*, *Sb*, *Ba* и т. д. Онъ плавится рѣзко, приблизительно при 1000°, давая подвижную жидкость; быстро затвердѣваетъ въ твердую камнеобразную массу. Въ расплавленномъ состояніи легко растворяетъ мѣдь, что затрудняетъ электролизъ, такъ какъ образующаяся отъ прохожденія тока мѣдь тотчасъ же вновь растворяется въ штейнѣ. Если бы штейнъ въ небольшихъ количествахъ былъ растворенъ въ какомъ-нибудь иномъ сѣрнистомъ соединеніи, то электролизъ былъ бы возможенъ, однако

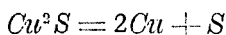
на практикѣ такого процесса еще нѣтъ. Точно также водный растворъ штейна въ сѣрнистой щелочи сдѣлалъ бы электролизъ возможнымъ, практически, однако, такой растворитель еще не найденъ. Твердый штейнъ — проводникъ и можетъ быть употребленъ какъ катодъ или какъ анодъ. Въ первомъ случаѣ онъ способенъ возстановиться въ мѣдь и желѣзо, если имѣется какое-нибудь основаніе, которое связало бы сѣру, а во второмъ (т. е. будучи анодомъ)—мѣдь переходитъ въ растворъ, соединяясь съ кислотою электролита, оставляя сѣру позади себя.

Употребленіе купферштейна какъ анодъ.

Для многихъ этотъ способъ электролиза казался практически осуществимымъ. Штейнъ располагался вокругъ мѣдныхъ полосъ или, еще лучше, мѣдной сѣтки, это даетъ аноду большую прочность и мѣдь служить проводникомъ. Растворителемъ служить подкисленный растворъ сѣрнокислой мѣди. Сѣра образуетъ изолирующій осадокъ на анодѣ, чѣмъ сильно увеличивается сопротивленіе и потребный вольтажъ. Удалить эту сѣру очень трудно, такъ какъ анодъ растворяется неравномѣрно; образуя впадины.

Итальянецъ Marchesi устроилъ въ 1882 г. близъ Генуи заводъ, работавшій по этому принципу; другой подобный заводъ былъ построенъ въ Германіи въ Столбергѣ, — оба завода были впоследствии закрыты, какъ неоправдавшіе надеждъ.

Для чистаго штейна реакція будетъ:

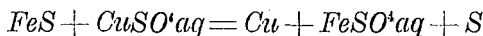


Такъ что на 4 химическихъ эквивалента мѣди одна молекула Cu^2S расщепляется. Потребный на это вольтажъ будетъ:

$$\frac{20.300}{4 \times 23.040} = 0,22 \text{ вольта.}$$

Кромѣ этого, требуется извѣстный вольтажъ на преодоленіе сопротивленій.

Если бы штейнъ состоялъ изъ чистаго FeS , то электролитическая реакція была бы:



Термохимія этихъ реакцій была бы:

(Fe, S) поглощеніе	— 24.000 Cal.
(Cu, S, O^4, aq) поглощеніе	— 197.500 »
(Fe, S, O^4, aq) выдѣленіе	+ 234.900 »
Итого выдѣленіе	+ 13.400 Cal.

Слѣдовательно, не только не потребуется никакого добавочнаго вольтажа, но даже получится повышеніе потенціала на:

$$\frac{13,400}{2 \times 23,040} = 0,29 \text{ вольтъ.}$$

На практикѣ происходитъ смѣшеніе обѣихъ вышеприведенныхъ реакцій въ различныхъ пропорціяхъ. Напримѣръ, если штейнъ соотвѣтствуетъ формулѣ $Cu^2S \cdot FeS$, то мы будемъ имѣть: для выдѣленія $\frac{2}{3}$ всей мѣди (I реакція)—поглощеніе

$\frac{2}{3}$ отъ 0,22 — 0,147 вольтъ
для выдѣленія $\frac{1}{3}$ всей мѣди (II реакція)—выдѣленіе

$\frac{1}{3}$ отъ 0,29 = + 0,097 „

Итого поглощеніе — 0,050 вольтъ

При иной пропорціи между Cu^2S и FeS въ штейнѣ мы будемъ помнить, что на каждыя 159,2 части Cu^2S потребуется въ два раза больше тока, чѣмъ на 88 частей FeS .

ЗАДАЧА № 12.

На бывшемъ заводѣ Marchesi купферштейнъ употреблялся какъ анодъ. Составъ его былъ: 30% Cu , 30% S и 40% Fe . Размѣры анодовъ: 800 × 800 × 30 мм., ихъ вѣсъ 125 kgr. Размѣры катодовъ: 700 × 700 × 0,3 мм. Чаны были изнутри обложены свинцомъ; ихъ внутренніе размѣры: 2000 × 900 мм. × 1000 мм. глубины. Электролитъ: подкисленный растворъ сѣрноокислыхъ мѣди и желѣза. Спротивляемость — 6 омъ. Всего имѣлось 120 чановъ (10 группъ по 12) и на каждую группу по одной динамо. Поверхностная плотность тока: 30 амперъ на 1 кв. м. катодовъ; каждый чанъ имѣлъ 20 анодовъ и 21 катодъ. Проводники имѣли діаметръ въ 30 мм.; общая длина одной группы 10 м.

Требуется опредѣлить:

- 1) Количество амперъ и вольтъ на каждую группу изъ 12 чановъ.
- 2) Ежедневную скорость уменьшенія вѣса анодовъ.
- 3) Скорость перехода $FeSO^4$ въ растворъ, въ % этого послѣдняго.
- 4) Ежедневное образованіе мѣди.
- 5) Время потребное на осажденіе 1 см. мѣди на катодѣ.

Рѣшеніе.

1) Общая толщина анодовъ и катодовъ въ одномъ чанѣ будетъ очевидно:

$$(20 \times 30) + (21 \times 0,3) = 606,3 \text{ мм.} = 60,6 \text{ см.}$$

Остается свободной длины:

$$200,0 - 60,6 = 139,4 \text{ см.,}$$

что дастъ для каждаго изъ 40 промежутковъ:

$$139,4/40 = 3,5 \text{ см.}$$

Общая поверхность 20 анодовъ (вполнѣ погруженныхъ):

$$80,0 \times 80,0 \times 2 \times 20 = 256.000 \text{ кв. см.}$$

а катодовъ:

$$70,0 \times 70,0 \times 2 \times 20 = 196.000 \text{ кв. см.} = 19,6 \text{ кв. м.}$$

Тока будетъ, слѣдовательно, проходить черезъ чанъ:

$$19,6 \times 30 = 588 \text{ амп.}$$

Для выясненія сопротивленія мы примемъ для средней площади пересѣкаемой силовыми линиями, 256.000 см. это дастъ намъ:

$$R = 6 \times 3,5 / 256.000 = 0,000082 \text{ ома.}$$

Слѣдовательно, на преодоленіе этого сопротивленія потребуется:

$$0,000082 \times 588 = 0,048 \text{ вольтъ.}$$

Опредѣлимъ теперь вольтажъ, получаемый отъ электролиза:

Токъ распредѣлится между Cu^2S и FeS въ пропорціи:

$$30/31,8 : 40/28 \text{ или какъ } 0,943 \text{ къ } 1,429,$$

это дастъ для перваго 40%, а для втораго—60%.

Для вольтажа мы будемъ имѣть:

$$\text{для } Cu^2S \text{ . . } 0,22 \times 0,40 = + 0,088 \text{ вольтъ (поглощено)}$$

$$\text{» } FeS \text{ . . } - 0,29 \times 0,60 = - 0,174 \text{ » (выдѣлено)}$$

$$\text{Итого . . . } - 0,086 \text{ вольтъ (выдѣлено)}$$

Соединяя воедино оба результата для вольтажа:

Поглощается сопротивленіемъ	+ 0,048	вольтъ
Выдѣляется электролизомъ	— 0,086	»

Итого выдѣляется — 0,038 вольтъ.

И такъ мы видимъ, что для начала дѣйствія (пока поверхности чисты) посторонняго тока не требуется. На практикѣ, однако, очень скоро сопротивленіе возрастаетъ отъ образующейся на анодѣ сѣрной пленки и черезъ нѣсколько дней уже требуется 5 вольтъ.

2) Изъ проходящихъ 588 амперъ 40%, т. е. 235 амп. идутъ на разложеніе мѣди, это дастъ за сутки:

$$28,46 \times 235 = 6688 \text{ gr.} = 6,688 \text{ kgr.},$$

а вѣсъ раствореннаго за день штейна:

$$6,688/0,30 = 22,3 \text{ kgr.}$$

Такъ какъ всѣ 20 анодовъ въ чанѣ вѣсятъ:

$$20 \times 125 = 2500 \text{ kgr.},$$

то дневная потеря въ вѣсѣ достигаетъ:

$$100 \times 22,3/2500 = 0,9\%$$

и, слѣдовательно, въ теоріи, они бы растворились совершенно за:

$$100/0,9 = 111 \text{ дней},$$

на практикѣ, однако, они распадаются уже послѣ половинной потери въ вѣсѣ.

3) Количество раствореннаго желѣза будетъ за сутки:

$$22,3 \times 0,4 = 8,9 \text{ kgr.}$$

что дастъ для образовавшагося $FeSO^4$:

$$8,9 \times 152/56 = 24,2 \text{ kgr.}$$

Предположимъ, что чаны наполнены на 97 см. жидкостью, это дастъ для 1 чана:

$$200 \times 90 \times 97 = 1.746.000 \text{ кб. см.} = 1,746 \text{ кб. м.}$$

Объемъ погруженныхъ электродовъ составитъ:

$$\begin{aligned} 80 \times 80 \times 3 \times 20 &= 384.000 \text{ кб. см.} \\ 70 \times 70 \times 0,3 \times 21 &= 34.300 \text{ „} \end{aligned}$$

$$\text{Итого} \quad . \quad . \quad 418.300 \text{ кб. см.} = 0,418 \text{ кб. м.}$$

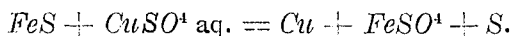
Для жидкости остается слѣдовательно 1,328 кб. м.; при удѣльномъ вѣсѣ въ 1,2 это дастъ:

$$1328 \times 1,2 = 1594 \text{ kgr.}$$

Увеличеніе вѣса отъ растворенія $FeSO^4$ составитъ за сутки въ ‰:

$$100 \times 24,2/1594 = 1,5\%$$

Однако одновременно съ увеличеніемъ въ вѣсѣ отъ растворенія $FeSO^4$ получается уменьшеніе вѣса отъ выдѣленія Cu по реакціи:



Количество выдѣлившейся такимъ образомъ мѣди будетъ (на 8,9 kgr. Fe):

$$8,9 \times 63,6/56 = 10,06 \text{ kgr. } Cu,$$

что составитъ:

$$10,06 \times 159,6/63,6 = 25,24 \text{ kgr. } CuSO^4$$

въ процентномъ отношеніи къ вѣсу раствора это составитъ:

$$100 \times 25,24/1594 = 1,6\% .$$

И такъ въ дѣйствительности получается небольшое уменьшеніе (на 0,1‰) въ вѣсѣ раствора, но зато обѣдненіе его мѣдью подвигается довольно быстро и черезъ нѣсколько дней электролитъ долженъ быть смѣненъ. Marchesi получалъ $CuSO^4$ выщелачиваніемъ водою обожженной сѣрнокислой руды.

4) На 1 чанъ количество образовавшейся мѣди будетъ:

$$6,69 + 10,06 = 16,75 \text{ kgr. } Cu$$

на всѣ 120 чановъ это составитъ:

$$2008 \text{ kgr. } Cu.$$

5) Удѣльный вѣсъ осажденной мѣди = 8,9.

Одинъ амперъ осаждаетъ за сутки 28,46 gr.

1 амп. на кв. см. дасть за сутки:

$$28,46/8,9 = 3,2 \text{ куб. см.} = 3,2 \text{ см. толщ.}$$

Но Marchesi имѣлъ для осажденія токъ пов. плотностью въ 30 амп. на 1 кв. м., что составляетъ всего 0,003 амп. на 1 кв. см. и слѣдовательно полученная за сутки толщина слоя мѣди будетъ:

$$32 \times 0,003 = 0,0096 \text{ см.}$$

Толщина въ 1 см. получится слѣдовательно за:

$$1/0,0096 = 104 \text{ дня.}$$

Эта скорость осажденія очень не велика по сравненію съ современною, когда берется токъ пов. плотностью въ 100 до 500 амп. на 1 кв. м. Правда, малая пов. плотность тока осаждаетъ весьма чистую мѣдь и расходуетъ меньше электрической энергіи, но зато, въ виду малой производительности, накладные расходы значительно больше.

Употребленіе купферштейна какъ катодъ.

Pedro G. Salom описываетъ этотъ принципъ, названный имъ катоднымъ возстановленіемъ; онъ примѣнилъ его въ большомъ масштабѣ къ возстановленію концентратовъ PbS , взятыхъ какъ катодъ въ разбавленной сѣрной кислотѣ съ полученіемъ губчатого свинца.

Если примѣнить этотъ процессъ къ гранулированному купферштейну, который мы, для простоты, представимъ себѣ, какъ чистый Cu^2S , то продукты на анодѣ будутъ O^2 , а на катодѣ H^2 съ разными количествами H^2S . А. Т. Weightman (Transactions Amer. Electroch. Soc., II (1902), стр. 76) приводитъ подробности этого опыта.

ЗАДАЧА № 13.

15 gr. Cu^2S были взяты какъ катодъ въ 5% растворѣ H^2SO съ нерастворимымъ анодомъ изъ сурьмянистаго свинца. Въ теченіе 3-хъ часовъ пропускался токъ въ 3,6 амп. (вольтажъ не данъ). Площадь каждаго электрода по 5 кв. см., разстояніе ихъ другъ отъ друга—4 см. Газы содержали H^2 и H^2S въ слѣдующихъ пропорціяхъ:

	H^2	H^2S
Черезъ 5 мин. . .	42,4%	57,6%
» 180 » . . .	90,8 »	9,2 »
Въ среднемъ (0—180)	79,5%	20,5%

Требуется опредѣлить: 1) Необходимый вольтажъ въ случаѣ отдѣленія 100% H^2S .

2) Вольтажъ при началѣ, въ концѣ и въ среднемъ за всю операцію.

3) Пропорцію Cu^2S возстановленнаго въ Cu .

Рѣшеніе: 1) Электролитъ (5% растворъ SO^1H^2) имѣеть сопротивляемость въ 4,8 ома;

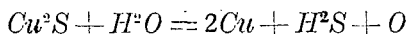
сопротивленіе 1 элемента будетъ:

$$4,8 \times 4/50 = 0,38 \text{ омъ,}$$

при 3,6 амп. это дастъ:

$$0,38 \times 3,6 = 1,37 \text{ вольтъ.}$$

При чистомъ H^2S электролитическая реакція будетъ:



Термохимія ея:

(Cu^2, S)	поглощеніе	. . .	— 20.300 Cal.
(H^2, O)	»	. . .	— 69.000 »
(H^2, S)	выдѣленіе	. . .	+ 4.800 »
Итого поглощеніе			. . . — 84.500 Cal.

Поглощенный вольтажъ отъ этой реакціи:

$$\frac{84.500}{2 \times 23.040} = 1,83 \text{ вольта.};$$

всего потребуется въ этомъ случаѣ:

$$1,37 + 1,83 = 3,20 \text{ вольтъ.}$$

2) Если не образуется H^2S ; а лишь H^2 отъ разложенія воды, то на это потребуется:

$$\frac{69.000}{2 \times 23.040} = 1,5 \text{ вольтъ}$$

или всего:

$$1,37 + 1,5 = 2,87 \text{ вольтъ.}$$

Такъ какъ молекула H^2S содержитъ столько же водорода, какъ и молекула H^2 , то одинаковые объемы H^2S и H^2 потребуютъ одинаковый токъ. Въ началѣ реакціи (черезъ 5 мин.), слѣдовательно, 57,6%.

ской стороны и возможно, что въ будущемъ ихъ примѣненіе будетъ имѣть успѣхъ.

Вода во многихъ мѣдныхъ мѣсторожденіяхъ содержитъ сѣрно-кислую мѣдь, получившуюся отъ окисленія на воздухѣ сѣрнистыхъ соединеній мѣди. Эти растворы слишкомъ разбавлены, чтобы позволить ихъ концентрацію и кристаллизацію мѣднаго купороса. Обычный способъ извлеченія мѣди это осажденіе ея на чугунѣ или желѣзныхъ обрѣзкахъ въ видѣ т. н. «цементной мѣди», содержащей много желѣза и нечистотъ, такъ что общее содержаніе въ этомъ осадкѣ Cu будетъ отъ 90 до 60⁰/₁₀₀. Въ дальнѣйшемъ необходимо рафинированіе, влекущее за собою не малыя потери мѣди.

Два метода примѣнимы къ электролизу растворовъ: 1) Употребленіе растворимаго желѣзнаго анода и 2) употребленіе нерастворимаго анода.

1) Употребленіе растворимаго желѣзнаго анода.

Если погрузить желѣзныя пластины или обрѣзки, помѣщенные въ корзинѣ, въ растворъ сѣрнокислой мѣди и одновременно погрузить туда въ видѣ нерастворимаго катода мѣдную пластинку, соединенную проводомъ съ желѣзнымъ анодомъ, то мѣдь изъ раствора вмѣсто того, чтобы осѣсть на желѣзѣ, осядетъ на мѣди. Желѣзо анода постепенно растворяется въ видѣ сѣрнокислой закиси, а мѣдь почти химически чистая, плотная и нерастворимая, осаждается на мѣдномъ катодѣ. Такъ какъ образованіе $FeSO^4$ выдѣляетъ больше тепла, чѣмъ поглощается отъ распаденія $CuSO^4$, то получается электрической токъ при соединеніи обоихъ электродовъ проводомъ низкаго сопротивленія. При желаніи ускорить осажденіе мѣди можно пропустить добавочный токъ отъ динамо-машины.

З А Д А Ч А № 14.

Растворъ $CuSO^4$, сопротивляемостью въ 50 омъ, пропускается черезъ чаны, въ каждомъ изъ коихъ по 15 анодовъ литого желѣза размѣромъ 40 × 80 см. и 16 катодовъ изъ мѣдныхъ листовъ, того же размѣра; разстояніе между электродами по 5 см. и они соединены между собою мѣдными прутьями треугольнаго сѣченія и незначительнаго сопротивленія, на которыхъ эти электроды покоятся. Потери вольтажа въ контактахъ предположимъ въ 0,1 вольтъ.

Требуется опредѣлить: 1) Электровозбудительную силу отъ химическихъ реакцій.

2) Силу тока въ каждомъ чанѣ и его поверхностную плотность.

3) Вѣсъ мѣди, осажденной въ каждомъ чанѣ ежедневно.

4) Вѣсъ желѣза, раствореннаго въ каждомъ чанѣ ежедневно.

РЪШЕНИЕ: 1) Изъ термохимическихъ таблицъ (1-ой части) мы извлекаемъ:

$Fe, S, O^1, aq.$	234.900 Cal.
$Cu, S, O^1, aq.$	179.500 Cal.
Избытокъ.	<u>37.400 Cal.</u>

Такъ какъ этотъ избытокъ энергіи соотвѣтствуетъ одному атому осажденной мѣди и одному атому раствореннаго желѣза, то на 1 химическій эквивалентъ мы имѣемъ 18.700 Cal. и соотвѣтствующій вольтажъ будетъ:

$$18.700/23.040 = 0,81 \text{ вольтъ.}$$

2) Въ виду потери 0,1вольта въ контактахъ остается свободнымъ на преодолѣніе сопротивленій—0,71 в.

Поверхность анодовъ будетъ:

$$15 \times 2 \times 40 \times 80 = 96.000 \text{ кв. см.}$$

Это дастъ для сопротивленія:

$$5 \times 50/96.000 = 0,0026 \text{ омъ}$$

и слѣдовательно для силы тока:

$$0,71/0,0026 = 273 \text{ амперъ,}$$

а для поверхностной плотности:

$$273/9,6 = 28,4 \text{ амп. на 1 кв. м.}$$

3) За сутки въ одномъ чанѣ осядетъ мѣди:

$$28,46 \times 273 = 7770 \text{ гр.}$$

4) Отношеніе вѣса желѣза къ мѣди будетъ какъ 56 къ 63,6, слѣдовательно потеря въ вѣсѣ желѣзныхъ анодовъ будетъ:

$$7,77 \times 56/63,6 = 6,84 \text{ кгт. въ сутки.}$$

ЗАДАЧА № 15.

100 чановъ изъ предыдущей задачи, въ каждомъ изъ коихъ, однако, аноды соединены вмѣстѣ, а также и катоды,—послѣдовательно соединены между собою. Динамо машина даетъ между крайними электродами

110 вольтъ. Соединительные пруты чистой мѣди имѣютъ общую длину въ 280 м. и сѣченіе въ 1×4 см. Сопротивленіе въ контактахъ, соответствующее потерѣ въ 0,1 вольтъ при 273 амперахъ, будетъ очевидно:

$$0,1/273 = 0,0004 \text{ ома.}$$

ТРЕБУЕТСЯ ОПРЕДѢЛИТЬ: 1) Сопротивленіе соединительныхъ прутовъ.

2) Силу тока въ цѣпи и его пов. плотность.

3) Вѣсъ осажденной за сутки мѣди.

Рѣшеніе. 1) Проводимость мѣди въ «Мо»¹⁾ = 600.000, слѣдовательно ея сопротивляемость: 0,00000167 омъ, это дастъ для соединительныхъ прутовъ:

$$0,00000167 \times 28000/4 = 0,0117 \text{ омъ.}$$

2) Общій вольтажъ въ ста чанахъ будетъ: собственный вольтажъ отъ реакцій ± 110 вольтъ.

$$0,81 \times 100 \pm 110 = 191 \text{ вольтъ.}$$

Общее сопротивленіе очевидно будетъ:

$$0,0026 \times 100 \pm 0,0004 \times 100 \pm 0,0117 = 0,3117 \text{ омъ.}$$

А поэтому сила проходящаго тока:

$$191/0,3117 = 618 \text{ амперъ}$$

и его пов. плотность:

$$618/9,6 = 64,4 \text{ амп. на 1 кв. м.}$$

3) Вѣсъ осажденной мѣди въ сутки:

$$28,46 \times 618/1000 = 17,59 \text{ kgr. въ 1 чанѣ.}$$

2) Употребленіе нерастворимыхъ анодовъ. При этомъ осаждается мѣдь, а кислота остается въ растворѣ. Выборъ электрода довольно затруднителенъ. Графитныя пластины нерастворимы и не даютъ обратной электровозбудительной силы; желѣзо съ большимъ содержаніемъ кремнія тоже, будто бы, обладаетъ большою нерастворимостью, чистый *Si* еще лучше въ этомъ отношеніи, но зато сильно повышаетъ сопротивленіе. Листовой свинецъ постепенно покрывается налетомъ *PbO₂*, дающемъ выдѣленіе кислорода. Вѣроятно имѣется

1) «Мо» есть величина обратная «Ому».

и много другихъ тѣлъ, которыя могли бы служить какъ аноды, къ сожалѣнію опубликованныя по этому поводу свѣдѣнія очень скудны. Электролитъ представляетъ почти то же сопротивление, какъ и въ первомъ случаѣ (можетъ быть нѣсколько менѣе), а химическая реакція поглощаетъ энергію. Получаемый растворъ кислоты можетъ служить для растворенія нѣкоторыхъ мѣдныхъ соединений въ обожженной или свѣжей рудѣ.

З А Д А Ч А № 16.

По методу нерастворимыхъ анодовъ производятъ электролизъ раствора, содержащаго 318 гр. мѣди на 1 куб. м. подъ видомъ $CuSO^4$.

Разстояніе между электродами по 3 см., а поверхностная плотность тока 20 амперъ на 1 кв. м. При хорошей циркуляціи, мѣдь осаждается безъ выдѣленія водорода почти до самаго конца операціи. При многихъ чанахъ, соединенныхъ послѣдовательно, можно поддерживать постоянный токъ, напр. въ 300 амперъ. Въ каждомъ чанѣ по 1,5 куб. м. электролита.

Требуется опредѣлить: 1) Вольтажъ, поглощенный химической реакціей при осажденіи мѣди и послѣ осажденія.

2) Вольтажъ, поглощенный преодолѣніемъ сопротивленій въ началѣ и при концѣ осажденія.

3) Общій вольтажъ въ каждомъ чанѣ при началѣ осажденія, передъ окончаніемъ осажденія и послѣ осажденія всей мѣди.

4) Время, потребное для осажденія мѣди изъ раствора.

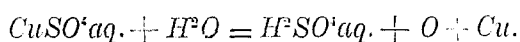
5) Производительность на 1 киловаттъ-часъ, при чемъ мы положимъ, что 0,2 вольтъ пойдетъ на потери въ контактахъ и соединительныхъ прутахъ въ каждомъ чанѣ.

Рѣшеніе: 1) При осажденіи мѣди разрушается: $CuSO^4aq.$ и образуется соотвѣтствующее количество: $H^2SO^4aq.$, ихъ теплоты образованія будутъ:

$$(Cu, S, O^4, aq.) = 197.500 \text{ Cal.}$$

$$(H^2, S, O^4, aq.) = 210.200 \text{ Cal.}$$

Электролитическая реакція слѣдующая:



При этомъ надо доставить:

$$(Cu, S, O^4, aq.) \dots \dots \dots 197.500 \text{ Cal.}$$

$$(H^2, O) \dots \dots \dots 69.000 \text{ Cal.}$$

$$\text{Всего} \dots \dots \dots \underline{266.500 \text{ Cal.}}$$

Имѣется ($H^2, S, O^2, aq.$) 210.200 Cal.

Остается добавить 56.300 Cal.

И слѣдовательно поглощенный вольтажъ:

$$\frac{56.300}{2 \times 23.040} = 1,22 \text{ вольта.}$$

Когда вся мѣдь осядетъ, отъ дѣйствія тока начнетъ разлагаться вода на H^2 и O (съ поглощеніемъ 69.000 Cal.), на что потребуется вольтажъ:

$$\frac{69.000}{2 \times 23.400} = 1,50 \text{ вольтъ.}$$

2) При началѣ, содержаніе $CuSO^4$ въ 1 куб. м. раствора будетъ.

$$318 \times 159,6/63,6 = 798 \text{ гр.} = 0,798 \text{ kgr.},$$

что составитъ: 0,08% $CuSO^4$ или, по сравненію съ нормальнымъ растворомъ $CuSO^4$:

$$0,798 : \frac{159,6}{2} = 0,01 \text{ нормального.}$$

При концѣ электролиза этотъ 0,01 норм. растворъ $CuSO^4$ переходитъ въ 0,01 норм. растворъ H^2SO^4 . Сопротивляемости этихъ растворовъ можно найти въ особыхъ таблицахъ, напр. (Kohlrausch въ Landolt-Bornstein-Meyerhoffer's Tabellen)—мы находимъ, соотвѣтственно: 1395 и 325 омъ.

При токѣ въ 20 амп. на 1 кв. м. (т. е. 0,002 амп. на 1 кв. см.) и разстояніи въ 3 см. между электродами, соотвѣтствующія потери вольтажа будутъ:

$$1395 \times 3 \times 0,002 = 8,37 \text{ вольтъ.}$$

$$\text{и } 325 \times 3 \times 0,002 = 1,95 \text{ вольтъ.}$$

3) Мы имѣемъ слѣдовательно:

при началѣ осажденія мѣди 8,37 + 1,22 = 9,59 вольтъ
 передъ концомъ » 1,95 + 1,22 = 3,17 »
 послѣ осажденія Cu , выдѣл. H^2 1,95 + 1,50 = 3,45 »

4) Всего мѣди въ чанѣ:

$$318 \times 1,5 = 477 \text{ гр.}$$

Время, потребное на полное осаждение мѣди при токѣ въ 300 амперъ:

$$300 \times \frac{477}{0,0003295} = 4826 \text{ сек.} = 1 \text{ часъ } 20,5 \text{ мин.}$$

5) Средній вольтажъ за весь процессъ будетъ меньше, чѣмъ:

$$\frac{8,37 + 1,95}{2} = 5,16 \text{ вольтъ.}$$

а именно всего 3,52 вольтъ. Не вдаваясь въ подробности расчета (дѣленіе процесса на рядъ послѣдовательныхъ ступенекъ) этотъ результатъ понятенъ, т. к. съ увеличеніемъ содержанія H^2SO^4 въ растворѣ, идущаго параллельно съ уменьшеніемъ концентрации $CuSO^4$, сопротивляемость раствора быстро падаетъ, т. к. сопротивляемость H^2SO^4 (325) значительно ниже сопротивляемости $CuSO^4$ (1395). Такъ, на примѣръ, при растворѣ 0,005 нормального, общая сопротивляемость будетъ не:

$$\frac{1395 + 325}{2} = 860 \text{ омъ, а всего } 487 \text{ омъ}$$

и соотвѣтствующій вольтажъ будетъ:

$$487 \times 3 \times 0,002 = 2,92 \text{ вольтъ.}$$

Общій потребный средній вольтажъ на 1 чанъ будетъ:

На разложеніе . . .	1,22	вольтъ
На сопротивленія . . .	3,52	»
На контакты . . .	0,20	»
	<hr/>	
Итого . . .	4,94	»

Энергія въ киловаттахъ на 1 чанъ:

$$4,94 \times 300/1000 = 1,482 \text{ kw.}$$

Производительность 1-го чана въ 1 часъ:

$$300 \times 1,186 = 355,8 \text{ gr.}$$

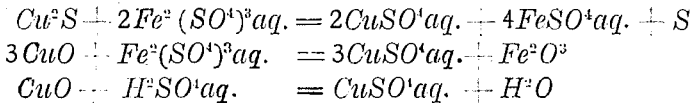
Производительность на 1 kw.-часъ:

$$355,8/1,482 = 240 \text{ gr.}$$

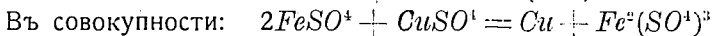
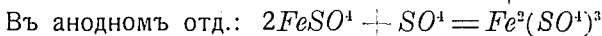
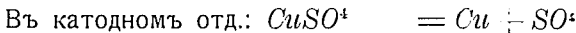
Конечно, производительность не велика по сравненію съ рафинированіемъ, но не надо забывать, что это добывающій процессъ и его стоимость надо сравнивать не съ обыкновеннымъ рафинированіемъ, а съ тѣмъ процессомъ, который онъ замѣняетъ, въ данномъ случаѣ съ осажденіемъ мѣди посредствомъ чугуна или желѣза. Возможно, что въ такихъ мѣстностяхъ, гдѣ электрическая энергія дешева, а желѣзо или чугунъ дороги, этотъ процессъ и оказался бы экономичнымъ.

Сименсъ и Гальске придумали смѣшанный способъ мокраго извлеченія въ связи съ электролитическимъ процессомъ; въ принципѣ онъ заключается въ предварительномъ выщелачиваніи обожженной мѣдной руды или купферштейна растворомъ, содержащимъ сѣрнокислую окись желѣза и подкисленнымъ сѣрною кислотою, отъ этого получается растворъ сѣрнокислыхъ солей окиси мѣди и закиси желѣза, который подвергается электролизу въ сосудѣ, раздѣленномъ діафрагмой, при чемъ анодъ состоитъ изъ нерастворимой, прессованной угольной массы. Сначала растворъ пропускаютъ черезъ катодное отдѣленіе, гдѣ выдѣляется мѣдь, а затѣмъ черезъ анодное отдѣленіе, гдѣ сѣрнокислая закись желѣза превращается въ сѣрнокислую окись желѣза и поэтому растворъ можетъ вновь служить для выщелачиванія дальнѣйшихъ порцій руды.

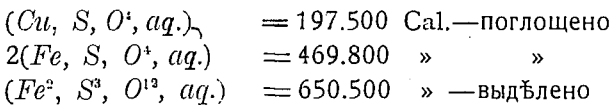
Химическія реакціи выщелачиванія суть:



Реакціи электролиза:



Въ этихъ послѣднихъ реакціяхъ оборотъ тепла слѣдующій:



Итого 16.800 Cal. поглощено.

Поглощаемый вольтажъ, слѣдов., будетъ:

$$\frac{16.800}{2 \times 23.040} = 0,36 \text{ вольтъ}$$

Сюда нужно еще прибавить вольтажъ, идущій на преодоленіе различныхъ сопротивленій.

З А Д А Ч А № 17.

Чанъ для электролиза по способу Сименса и Гальске изъ дерева, обложеннаго свинцомъ, имѣлъ слѣд. размѣры: 220 см. длины, 100 см. ширины и 100 см. глубины. Въ каждомъ чанѣ по 15 анодовъ и по 16 катодовъ, размѣръ послѣднихъ: 80×80 см. \times 1 мм. Аноды были угольные, расположенные рѣшеткой, размѣры: $45 \times 100 \times 1$ см. Пористая перегородка имѣла толщину въ 1 см. и ея коэффициентъ эквивалентности былъ $= 0,05$. Сопротивляемость электролита въ катодномъ отдѣленіи $= 5$ омъ, въ анодномъ $= 8$ омъ, посерединѣ перегородка. Поверхностная плотность тока $= 100$ амп. на кв. м.

Требуется опредѣлить:

1) Разстояніе между діафрагмою и каждымъ изъ анодовъ или катодовъ, а также сопротивленіе каждого чана, принимая во вниманіе суженіе силовыхъ линій тока благодаря присутствію діафрагмы.

2) Вольтажъ необходимый для работы.

Рѣшеніе:

Общая толщина анодовъ: $15 \times 1 = 15$ см.

» » катодовъ $16 \times 0,1 = 1,6$ см.

Итого 16,6 см.

Разстояніе отъ анода до катода:

$$\frac{220 - 16,6}{30} = 6,8 \text{ см.}$$

Разстояніе до діафрагмы:

$$\frac{6,8 - 1}{2} = 2,9 \text{ см.}$$

Положимъ, что сопротивляемость діафрагмы $= 6,5$ омъ и что она погружена на 95 см. въ жидкость; ея эквивалентная площадь будетъ:

$$100 \times 95 \times 0,05 = 475 \text{ кв. см.}$$

Среднее сѣченіе электролита въ катодномъ отдѣленіи:

$$(80 \times 80 + 100 \times 95) : 2 = 7950 \text{ кв. см.}$$

А въ анодномъ отдѣленіи:

$$(100 \times 45 + 100 \times 95) : 2 = 7000 \text{ кв. см.}$$

Мы имѣемъ, слѣдовательно, для сопротивленій:

Въ діафрагмѣ . . .	$6,5 \times 1/475 = 0,0137$	омъ
Въ катодн. отд. . .	$5 \times 2,9/7950 = 0,0018$	»
Въ анодн. отд. . .	$8 \times 2,9/7000 = 0,0033$	»
Итого . . .		0,0188 омъ

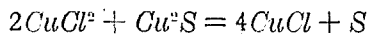
$$\text{Сила тока} = 0,8 \times 0,8 \times 100 = 64 \text{ амп.}$$

Это дастъ для вольтажа:

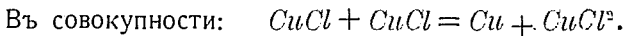
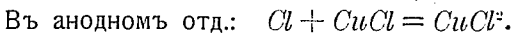
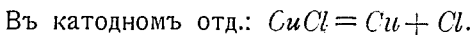
$$0,0188 \times 64 = 1,2 \text{ вольтъ.}$$

Прибавивъ сюда, ранѣе полученные, 0,36 вольтъ отъ реакцій, мы получимъ всего 1,56 вольтъ.

Карль Гёпфнеръ примѣнилъ аналогичный процессъ для обѣихъ хлористыхъ соединеній мѣди— $CuCl^2$ и $CuCl$. Растворъ $CuCl^2$ въ поваренной соли дѣйствуетъ на обожженную руду или купферштейнъ, образуя съ мѣдью $CuCl$ по слѣдующей реакціи:



Полученный растворъ $CuCl$ въ поваренной соли электролизуется въ чанахъ перегороженныхъ діафрагмами, причемъ половина раствора попадаетъ въ отдѣленіе для катодовъ, а половина—для анодовъ. Въ первомъ осаждается мѣдь, а во второмъ—образовавшійся Cl даетъ вновь $CuCl^2$. Мы имѣемъ:



Въ этихъ реакціяхъ оборотъ тепла будетъ:

$$2(Cu, Cl) = 70.800 \text{ Cal. поглощенныхъ}$$

$$(Cu, Cl^2) = 62.500 \text{ » выдѣленныхъ}$$

$$\text{Итого } 8.300 \text{ Cal. поглощенныхъ.}$$

Чему соотвѣтствуетъ поглощенный вольтажъ:

$$\frac{8.300}{2 \times 23.040} = 0,18 \text{ вольтъ.}$$

Соеhn изобрѣлъ чанъ для вышеизложеннаго процесса, работающій безъ діафрагмы. Катодъ на половину короче угольнаго анода, а $CuCl_2$, образовавшійся на послѣднемъ, настолько тяжель, что опускается на дно и удаляется оттуда, а свѣжій растворъ $CuCl$ осторожно подливается сверху. Такъ какъ катодъ не касается $CuCl_2$, то онъ не растворяется имъ и оба раствора отдѣлены другъ отъ друга.

Большая выгода этого процесса въ томъ, что Cu въ $CuCl$ одновалентенъ и поэтому одинъ и тотъ же токъ осаждаетъ вдвое больше мѣди, чѣмъ съ $CuSO_4$, гдѣ Cu двухъ-валентенъ.

З А Д А Ч А № 18.

Соеhn (Jahrbuch der Electrochemie, 1895, стр. 155) даетъ для размѣровъ мѣднаго катода въ усовершенствованномъ имъ аппаратѣ Ноерфнер'а слѣд. размѣры: ширина 100 см., глубина 50 см., разстояніе до угольнаго анода = 12 см. Растворъ состоитъ изъ 10% $NaCl$ + различныя количества $CuCl$ и $CuCl_2$. Поверхностная плотность тока = 20 амп. на кв. м.

Требуется опредѣлить:

- 1) Необходимый вольтажъ для работы.
- 2) Вѣсъ осажденной за сутки мѣди.
- 3) Вѣсъ мѣди на 1 киловаттъ часъ.

Рѣшеніе: 1) Сопротивляемость 10% раствора $NaCl$ = 8,5 омъ. слѣдовательно:

$$R = \frac{8,5 \times 12}{100 \times 50} = 0,0204 \text{ омъ.}$$

Токъ былъ:

$$\frac{20 \times 100 \times 50}{10000} = 10 \text{ амп.}$$

Что дастъ для вольтажа:

$$0,0204 \times 10 = 0,20 \text{ вольтъ.}$$

Прибавивъ сюда 0,18 вольтъ отъ химическихъ реакцій, получимъ всего 0,38 вольтъ.

- 2) За сутки токъ въ 10 амп. осадитъ мѣди:

$$28,46 \times 2 \times 10 = 569 \text{ гг.}$$

3) Энергія тока въ киловаттахъ =

$$\frac{10 \times 0,38}{1000} = 0,0038 \text{ к. в.}$$

слѣдовательно, въ 1 часъ, 1 кв. осадитъ мѣди:

$$24 \times 0,0038 = 0,0912 \text{ кг.}$$

I. 4.—Электролитическое рафинированіе мѣди.

Это обширный предметъ, хорошо поддающийся вычисленіямъ, кромѣ того онъ простъ въ принципѣ. Имѣя почти чистую мѣдь въ видѣ пластинки или слитка, какъ анодъ и подходящій катодъ въ растворѣ мѣдной соли, металлъ анода растворяется и переносится на катодъ. Не слѣдуетъ, однако, думать, что работа тока состоитъ въ этомъ переносѣ мѣди, онъ, просто-на-просто, производитъ разницу въ концентраціи раствора у электродовъ, а диффузія и циркуляція жидкости фактически переносятъ мѣдь. Главная потеря электрической энергіи состоитъ въ нагрѣваніи электролита. Кромѣ того, току приходится преодолѣть сопротивленіе подвѣсокъ, стержней, соединительныхъ прутовъ, зажимовъ и включателей и также немаловажное сопротивленіе контактовъ; сюда нужно еще прибавить работу тока, идущую на различныя реакціи и на разложеніе примѣсей мѣди и т. п., поглощающихъ нѣкоторое количество тока, превращающуюся въ теплоту, необходимую для реакцій.

Энергія, поглощенная электролитомъ.

Электролитъ есть проводникъ тока, подчиняющійся закону Ома. Растворомъ служитъ, почти безъ исключенія, сѣрнокислая мѣдь, подкисленная сѣрной кислотой. Сопротивляемость при 20° въ омахъ (на 1 кб. см.)— $CuSO^4$, $FeSO^4$ и H^2SO^4 слѣдующая:

‰ содержаніе	для $CuSO^4$	для $FeSO^4$	для H^2SO^4
2,5	92 ома	—	—
5	53 »	—	4,8 ома
7,5	—	65 омъ	—
10	31 »	—	2,5 »
15	24 »	34 »	1,8 »
17,5	22 »	—	—
20	—	—	1,5 »
25	—	—	1,4 »
30	—	25	1,37 »

Чистый растворъ $CuSO^1$ сравнительно плохой проводникъ, $FeSO^2$ нѣсколько лучшей, а H^2SO^4 —отличный; изъ этого видно, насколько важно поддерживать кислотность раствора, которая во время процесса постепенно убываетъ отъ образованія $FeSO^1$, а также нерастворимыхъ осадковъ съ примѣсями мѣди. Если начать съ растворомъ изъ 15—20% $CuSO^1$ и 5—10% свободной H^2SO^4 , сопротивляемость можетъ быть 2—5 омъ, но постепенно она можетъ подняться до 20—25 омъ при убыли въ свободной кислотѣ.

ЗАДАЧА № 19.

Въ чанѣ для рафинированія проходитъ токъ, поверхностной плотности въ 250 амп. на 1 кв. м., разстояніе между электродами 4 см. Въ началѣ растворъ содержитъ 15% $CuSO^1$ и 10% H^2SO^4 , послѣдняя постепенно убываетъ до 5%.

Требуется опредѣлить:

- 1) Вольтажъ при началѣ дѣйствія.
- 2) Вольтажъ при окончаніи.
- 3) Скорость повышенія температуры жидкости въ началѣ, не принимая въ расчетъ электродовъ.
- 4) Тоже, но принимая въ расчетъ электроды и считая толщину мѣдныхъ катодовъ въ 0,5 см., а анодовъ въ 5 см.

Рѣшеніе: 1) Не имѣя опытныхъ данныхъ для сопротивляемости смѣсей, мы сдѣлаемъ предположеніе, что ея проводимось (обратная величина отъ сопротивляемости) равна суммѣ проводимостей ея составныхъ частей растворенныхъ отдѣльно. Для данного случая:

$$C = \frac{1}{2,5} + \frac{1}{24} = 0,44 \text{ Мо.}$$

слѣдовательно, сопротивляемость смѣси:

$$R = \frac{1}{0,44} = 2,3 \text{ омъ}$$

Сила тока на 1 кв. см. = 0,025 амп., слѣдовательно искомый вольтажъ, при началѣ дѣйствія, будетъ:

$$V = 2,3 \times 4 \times 0,025 = 0,23 \text{ вольтъ.}$$

2) При 5% H^2SO^1 и, допустивъ повышеніе въ содержаніи $CuSO^1$ въ смѣси (до 20%, съ примѣрною сопротивляемостью въ 20 омъ),—подсчетъ, подобный предыдущему, дастъ:

$$C = \frac{1}{4,8} + \frac{1}{20} = 0,26 \text{ Mo}$$

$$R = \frac{1}{0,26} = 3,6 \text{ омъ}$$

$$V = 3,6 \times 4 \times 0,025 = 0,36 \text{ вольтъ.}$$

На практикѣ вольтажъ можетъ оказаться нѣсколько выше (напр. на 0,01 вольтъ), благодаря образованію налета на анодѣ.

3) При началѣ удѣльный вѣсъ смѣси = 1,2 и ея теплоемкость примѣрно 0,875 (комбинація данныхъ изъ таблицъ «Landolt-Bornstein-Meyerhofer's Tabellen»). Столбъ жидкости съ основаніемъ въ 1 кв. см. и длиною въ 4 см. поглотитъ на 1° повышенія температуры:

$$1,20 \times 4 \times 0,875 = 4,2 \text{ Cal.}$$

Тепловой эквивалентъ истраченной электрической энергіи будетъ:

$$0,23 \times 0,025 \times 0,2389 = 0,00138 \text{ Cal. въ 1 сек.}$$

Скорость повышенія температуры смѣси:

$$\begin{aligned} 0,00138/4,2 &= 0,00033^\circ \text{ въ 1 сек.} \\ &= 0,0198^\circ \quad \text{» 1 мин.} \\ &= 1,2^\circ \text{ въ 1 часъ.} \\ &= 28,8^\circ \quad \text{» 1 день.} \end{aligned}$$

4) Для мѣди возьмемъ удѣльный вѣсъ 8,9 и теплоемкость 0,093. Половина толщины анода и половина толщины катода (поверхн. въ 1 кв. см.) должны быть нагрѣты. На 1° температуры мы будемъ имѣть поглощеніе:

$$\left(\frac{5,0}{2} + \frac{0,5}{2}\right) \times 8,9 \times 0,093 = 2,276 \text{ Cal.}$$

Слѣдовательно скорость повышенія температуры будетъ:

$$\begin{aligned} 0,00138/(2,276 + 4,2) &= 0,00021^\circ \text{ въ 1 сек.} \\ &= 0,013^\circ \quad \text{» 1 мин.} \\ &= 0,78^\circ \quad \text{» 1 часъ.} \\ &= 18,7^\circ \quad \text{» 1 день.} \end{aligned}$$

Потери энергіи въ контактахъ.

Эти потери весьма измѣнчивы и различны и все же имѣютъ большое практическое значеніе для экономичнаго веденія рафинированія

мѣди; ихъ внимательное изученіе безъ сомнѣнія можетъ повести къ значительнымъ улучшениямъ. Въ хорошемъ контактѣ потеря вольтажа должна быть весьма мала и, главное, исправное состояніе контакта должно быть обезпечено на продолжительное время, что въ большинствѣ случаевъ не встрѣчается въ дѣйствительности, т. к. расположеніе контактовъ часто таково, что они получаютъ брызги электролита и скоро приходятъ въ негодность, вызывая громадныя потери въ электрической энергіи.

В. Magnus (Electrochemical and Metallurgical Industry, December, 1903) и L. Addicks (тамъ же, January, 1904) сообщили нѣкоторыя цѣнныя свѣдѣнія въ этомъ дѣлѣ. Всѣ пластины, опирающейся на контактъ, улучшаетъ его; въ этомъ отношеніи, при началѣ дѣйствія, положеніе аноднаго контакта наилучшее, а катоднаго—наихудшее. Весьма естественно поэтому употребить механическое давленіе на соединеніе, напр., винтовымъ прессомъ, сообщающимъ нѣсколько сотъ килограммъ давленія, чтобы постоянно находиться въ наилучшихъ условіяхъ.

Вотъ сообщенныя В. Magnus среднія данныя изъ рафинировочнаго завода, работающаго въ западныхъ штатахъ.

Сила тока	4000 амперъ.
Поверхн. плотн. тока на 1 кв. м.	119 »
Общій вольтажъ на 1 чанъ . . .	0,230 вольтъ.
Электр. энергія » 1 » . . .	0,920 kw.

Потеря между соед. прутомъ и анодн. стержн.	0,0270 вольтъ	}	14,7 ⁰ / ₀
» » анодн. стержн. и анодн. подвѣск.	0,0060 »		
» » анодн. крючкомъ и анодомъ.	0,0008 »	}	77,5 ⁰ / ₀
» » анодомъ и катодомъ. . . .	0,1782 »		
» » катодомъ и катодн. стержн. .	0,0045 »	}	7,8 ⁰ / ₀
» » кат. стержн. и соедин. прутомъ	0,0135 »		
Итого		0,2300 вольтъ.	100 ⁰ / ₀

Въ данномъ случаѣ потери въ контактахъ свыше 20⁰/₀ общаго вольтажа. Magnus устроилъ чаны съ ртутными контактами и въ нихъ имѣлъ потери въ 0,0050 вольтъ (между соедин. прутомъ и аноднымъ стержнемъ) вмѣсто 0,0270 вольтъ и 0,0050 вольтъ (между катодн. стержнемъ и соедин. прутомъ) вмѣсто 0,0135 вольтъ, т. е. сберегъ всего 0,0305 вольтъ или 13,3⁰/₀ всего вольтажа, что соотвѣтствовало сбереженію въ 13,3⁰/₀ электрической энергіи.

З А Д А Ч А № 20.

Въ электролитической установкѣ, состоящей изъ 200 чановъ, потеря въ контактахъ достигала въ среднемъ на каждый чанъ 0,0368 вольтъ при разности потенциаловъ между электродами въ 0,2567 вольтъ; 3800 амперъ проходило черезъ серію и вольтажъ динамо - машины былъ 67 вольтъ. Коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока при осажденіи мѣди = 82% и стоимость киловаттъ - года = 157 долларовъ.

Требуется: 1) Определить стоимость энергии на 1 тонну рафинированной мѣди.

2) Стоимость на 1 тонну мѣди потерянной энергии: а) въ проводникахъ, б) въ контактахъ и с) собственно въ электролитѣ.

3) При 6% годовыхъ на капиталъ, какъ велика та сумма, которую можно было бы съ пользою затратить на улучшения, вызвавшія бы уменьшенія потерь энергии въ пунктахъ а, б и с.

4) Если бы коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока могъ быть увеличенъ на 5%, за счетъ уменьшенія поверхностной плотности тока на 20%, то было-ли бы это выгодно?

Рѣшеніе. 1) Въ 1 день на 1 чанъ придется осажденной мѣди:

$$3800 \times 0,82 \times 28,46 = 87.680 \text{ гр.}$$

Въ 200 чанахъ:

$$200 \times 88,68 = 17.736 \text{ кгт.}$$

Мощность установки:

$$67 \times 3800/100 = 254,6 \text{ kw.}$$

Стоимость электрической энергии въ день:

$$254,6 \times 157/365 = 109,5 \text{ долларовъ.}$$

Стоимость энергии на 1 тонну мѣди:

$$109,5/17,736 = 6,17 \text{ долларовъ.}$$

2) Потеря вольтжа въ проводникахъ: 1)

$$67 - 200 (0,0368 + 0,2567) = 67 - 58,7 = 8,3 \text{ вольтъ}$$

и соотвѣтственная потеря энергии:

$$8,3 \times 3800/1000 = 31,54 \text{ kw.}$$

Стоимость коей въ годъ составляетъ:

$$31,54 \cdot 157 = 4.952 \text{ доллара}$$

а за 1 день:

$$4.952/365 = 13,57 \text{ доллара}$$

и на 1 тонну мѣди

$$13,57/17,736 = 0,76 \text{ доллара} \quad \dots \quad (2-a)$$

Потеря энергии въ контактахъ:

$$200 \cdot 0,0368 \cdot 3,8 = 27,97 \text{ kw.}$$

Стоимость въ годъ 4.391 долларъ.

» за 1 день 12,03 доллара.

На 1 тонну мѣди 0,68 доллара. . . . (2-b)

Потеря энергии въ электролитѣ:

$$200 \cdot 0,2567 \cdot 3,8 = 195 \text{ kw.}$$

Стоимость въ годъ 30.615 долларовъ.

» за 1 день 83,88 доллара.

На 1 тонну мѣди 4,73 » . . . (2-c)

3) Раздѣливъ на 0,06 сумму годовыхъ затратъ мы получимъ капиталъ, проценты съ коего равны соотвѣтствующимъ потерямъ.

	Стоимость въ годъ.	Капитализируя.
Потеря въ проводахъ	4.952 долл.	82.530 долл.
» » контактахъ	4.391 »	73.180 »
» » электролитѣ. . . .	30.615 »	510.250 »

Всякое улучшеніе постояннаго характера, которое сберегало бы 1% въ каждомъ изъ вышеприведенныхъ случаевъ, можетъ оправдать затрату капитала:

при уменьш. на 1% сопрот. въ проводахъ можно затр. . . .	825 долл.
» » » » » контактахъ » »	732 »
» » » » » электролитѣ » »	5103 »

Если бы улучшеніе подвергалось износу, то необходимо принять во вниманіе процентъ амортизаціи, присчитавъ его къ проценту на капиталъ. Такъ напримѣръ при 10% амортизаціи и 6% на капиталъ

надо капитализировать изъ 16% годовыхъ (т. е. раздѣлить годовой расходъ по соотвѣтствующей статьѣ на 0,16), а при 20% амортизаціи капитализировать изъ 26% (раздѣлить расходъ на 0,26).

Въ этихъ 2-хъ случаяхъ при достиженіи улучшенія на 1% можно соотвѣтственно затратить:

	При 10% амортиз.	При 20% амортиз.
На провода . .	309,50 долл.	190,50 долл.
» контакты . .	274,50 »	169,00 »
» электролитъ	1.913,50 »	1.177,50 »

4) Если коэффиц. полезн. дѣйствія тока достигнетъ 87%, а сила тока будетъ всего 3040 амперъ, то за день количество осажденной мѣди будетъ

$$3040 \times 0,87 \times 0,02846 \times 200 = 15.054 \text{ kg.}$$

т. е. примѣрно на 15% меньше противъ прежняго; зато расходъ на электрическую энергію уменьшится на 20% и достигнетъ всего 87,6 долларовъ въ день, такъ что стоимость энергіи на 1 тонну мѣди будетъ:

$$87,6/15,054 = 5,82 \text{ доллара}$$

т. е. меньше противъ предыдущаго на 0,35 доллара съ каждой тонны.

Впрочемъ, это еще не значитъ, что при новыхъ обстоятельствахъ получитъ выгода, т. к. имѣются еще и другіе постоянные накладные расходы, которые отъ уменьшенія производительности увеличиваютъ себѣ-стоимость мѣди. Въ данномъ случаѣ наврядъ ли получилась бы выгода, скорѣе наоборотъ.

Потеря энергіи въ проводникахъ.

Сопротивляемость мѣди: $\rho = 0,00000167$ омъ, это сопротивленіе 1 кв. см. мѣди; имѣя проводникъ длиною L и сѣченія S , его сопротивленіе R будетъ

$$R = \rho \times \frac{L}{S}$$

Паденіе потенціала въ соединительныхъ прутахъ есть произведеніе изъ силы тока на сопротивленіе, согласно извѣстной формулы

$$V = I \cdot R.$$

Потеря электрической мощности W есть:

$$W = V \cdot I = R \cdot I^2.$$

Если V выражено въ вольтахъ, I въ амперахъ, а R въ омахъ, то W будетъ въ ваттахъ, раздѣливъ на 1000 получимъ киловатты.

Извѣстно, что $736 W = 1$ метр. лош. силѣ $= 75$ кгг. м. въ 1 сек.

Образовавшаяся въ проводникѣ теплота въ 1 сек., въ граммъ-калоріяхъ $= 0,2389 W$; раздѣливъ ее на теплоемкость металла мы получимъ повышеніе температуры, въ градусахъ C , въ 1 секунду. Для мѣди теплоемкость будетъ: ея объемъ, выраженный въ кубич. см., помноженный на 0,837. Повышеніе температуры будетъ продолжаться до тѣхъ поръ, пока отъ излученія и теплопроводности воздуха потери тепла не сравняются съ его приходомъ. Потери тепла зависятъ отъ формы проводника, т. к. онѣ пропорціональны поверхности. При одной и той же площади сѣченія минимальная наружная поверхность приходится на долю круглаго сѣченія, наибольшая при весьма плоскомъ сѣченіи.

Количество теряющейся теплоты можетъ быть вычислено на основаніи принциповъ, изложенныхъ въ первой части этого сочиненія.

Если желаютъ имѣть наивозможно меньшій нагрѣвъ проводовъ, то они должны быть совершенно плоскими; если это условіе не существенно, то сѣченіе можетъ быть и круглое (наиболѣе дешевое). Не надо также забывать, что сопротивляемость мѣди увеличивается съ нагрѣвомъ, будучи пропорціональна абсолютной температурѣ ($t+273^\circ$).

З А Д А Ч А № 21.

Проводникъ изъ мѣди длиною въ 300 м. долженъ пропускать токъ въ 4000 амперъ. Цѣна 1 кгг. круглыхъ мѣдныхъ проводовъ $= 0,40$ доллара. Процентъ на капиталъ $= 10\%$. Стоимость годового киловатта $= 50$ долларовъ. Средняя температура спокойнаго воздуха $= 20^\circ$. Проводимость мѣди 600.000 Mo ($1/0,00000167$). Удѣльный вѣсъ мѣди $= 8,9$. Удѣльная теплоемкость $= 0,094$. Теплоемкость 1 куб. см. $= 0,837 = (0,094 \times 8,9)$.

При алюминіевыхъ проводахъ мы имѣли бы:

Проводимость $= 1/0,00000267 = 375.000 Mo$. Удѣльный вѣсъ $= 2,6$. Удѣльная теплоемкость $= 0,23$. Теплоемкость 1 куб. см. $= 0,23 \times 2,6 = 0,598$. Цѣна 1 кгг. круглыхъ алюминіевыхъ проводовъ $= 0,80$ доллара.

Требуется опредѣлить:

1) Сѣченіе мѣдныхъ проводовъ, при которомъ получилась бы наименьшая стоимость энергіи, и процентнаго отчисленія на затраченный капиталъ.

2) То же для алюминіевыхъ проводовъ.

3) Установившаяся температура мѣдныхъ проводовъ надъ комнатною.

4) То же для алюминіевыхъ проводовъ.

РѢШЕНІЕ.

1) Назовемъ черезъ S сѣченіе провода въ кв. см., его сопротивление будетъ:

$$0,00000167 \times 300 \times 100/S = \frac{0,0501}{S} \text{ омъ.}$$

Мощность, поглощенная проводникомъ:

$$\frac{0,0501}{S} \times (4000)^2 = \frac{801,600}{S} \text{ ваттъ.}$$

Годовая стоимость электрической энергіи:

$$\frac{801,6}{S} \times 50 = \frac{40,080}{S} \text{ долларовъ.}$$

Вѣсъ мѣди въ проводахъ:

$$300 \times 100 \times S \times 8,9/1000 = 267 \times S \text{ kgr.}$$

Ея стоимость:

$$267 S \times 0,40 = 106,8 \times S \text{ долларовъ.}$$

Процентъ на затраченный капиталъ (при 10%):

$$10,68 S \text{ долл.}$$

Сумма расхода на энергію и на процентное отчисленіе:

$$\frac{40,080}{S} + 10,68 S \text{ долларовъ въ годъ.}$$

Приравнивая нулю производную этого выраженія по S и рѣшая мы получимъ:

$$S = \sqrt{\frac{40,080}{10,68}} = 61,5 \text{ кв. см.}$$

Это сѣченіе отвѣчаетъ заданію.

Подставляя мы получимъ:

$$652 \text{ долл. (на энерг.)} + 652 \text{ долл. (на проц.)} = 1304 \text{ долл. въ годъ.}$$

2) Сопротивленіе алюминіевыхъ проводовъ:

$$0,00000267 \times 300 \times 100/S = \frac{0,0801}{S} \text{ омъ.}$$

Мощность, поглощенная проводникомъ:

$$\frac{0,0801}{S} \times (4000)^2 = \frac{1.281.600}{S} \text{ ваттъ.}$$

Годовая стоимость электрической энергии:

$$\frac{1.281,6}{S} \times 50 = \frac{64.080}{S} \text{ долларовъ.}$$

Вѣсъ алюминія въ проводахъ:

$$300 \times 100 \times S \times 2,6 / 1000 = 78 \times S \text{ kgr.}$$

Его стоимость:

$$78S \times 0,80 = 62,4 \times S \text{ долларовъ.}$$

Процентъ на затраченный капиталъ (при 10%):

$$6,24 \times S \text{ долл.}$$

Сумма расхода на энергию и на процентное отчисленіе:

$$\frac{64.080}{S} + 6,24 S \text{ долларовъ въ годъ.}$$

Приравнивая нулю производную этого выраженія по S и рѣшая, мы получимъ:

$$S = \sqrt{\frac{64.080}{6,24}} = 101,2 \text{ кв. см.}$$

Это сѣченіе отвѣчаетъ заданію.

Подставляя мы получимъ:

$$630 \text{ долл. (на энерг.)} + 630 \text{ долл. (на проц.)} = 1.260 \text{ долл. въ годъ.}$$

3) Поглощенная мѣдными проводами мощность:

$$\frac{801.600}{61,5} = 13.035 \text{ ваттъ.}$$

Теплота образованія въ 1 сек.:

$$13.035 \times 0,2389 = 3.114 \text{ мал. кал.}$$

Наружная поверхность проводовъ:

$$300 \times 100 \times 3,14 \times \sqrt{61,5} / 0,7854 = 834.000 \text{ кв. см.}$$

Потеря на 1° черезъ воздухъ посредствомъ конвекціи:

$$0,000056 \times 834.000 = 46,7 \text{ мал. кал.}$$

Это дастъ для повышенія температуры (не принимая въ расчетъ излученіе):

$$3.114/46,7 = 67^\circ.$$

Однако, надо принять во вниманіе также и потери отъ излученія. Для мѣди эта потеря будетъ 0,00068 мал. кал. въ 1 сек. на 1 кв. см., если температура тѣла $= 100^\circ$, а окружающаго воздуха 0° . Приблизительно потеря на 1° (въ этихъ предѣлахъ) будетъ 0,0000068 мал. кал. Совмѣстно съ конвекціей это дастъ потерю на 1° въ: $0,000056 + 0,000007 = 0,000063$ мал. кал., а для тѣла въ 834.000 кв. см. поверхности и при образовавшейся теплотѣ въ 3.114 мал. кал. въ 1 сек., повышеніе температуры достигнетъ:

$$\frac{3.114}{0,000063 \times 834.000} = 59^\circ.$$

Установившаяся температура проводовъ будетъ слѣдовательно:

$$20 + 59 = 79^\circ.$$

Теперь можно сдѣлать поправку къ нашимъ предшествовавшимъ вычисленіямъ, исходя изъ того соображенія, что сопротивленіе пропорціонально отношенію абсолютныхъ температуръ. При 20° мы имѣли для мѣди сопротивляемость въ 0,00000167 омъ, а при 79° она достигнетъ:

$$0,00000167 \times \frac{273 + 79}{273 + 20} = 0,0000020 \text{ омъ.}$$

Вычисляя вновь всѣ предшествовавшія величины, мы получимъ:

- а) для наивыгоднѣйшаго сѣченія проводовъ: 68 кв. см.
- б) для образовавшейся въ 1 сек. теплоты: 3.373 мал. кал.
- в) для исправленной установившейся температуры: 84° .
- г) Поглощенная алюминіевыми проводами мощность:

$$\frac{1.281.600}{101,2} = 12.665 \text{ ваттъ}$$

Теплота, образовавшаяся въ 1 сек.:

$$12.665 \times 0,2389 = 3.026 \text{ мал. кал.}$$

Наружная поверхность проводовъ:

$$1.074.000 \text{ кв. см.}$$

Потери отъ конвекціи и излученія на 1°:

$$0,000056 + 0,000010) \times 1.074.000 = 70,88 \text{ мал. кал.}$$

Повышеніе температуры провода:

$$\frac{3.026}{70,88} = 43^\circ.$$

Установившаяся температура провода:

$$20 + 43 = 63^\circ.$$

Слѣдовательно, алюминіевый проводъ не такъ нагрѣвается, какъ мѣдный, и позволяетъ нѣсколько сократить эксплуатаціонные расходы.

II.—Электротермическіе процессы.

Электрическое плавленіе мѣдныхъ рудъ.

За послѣдніе годы электротермической процессъ былъ предложенъ для плавленія мѣдныхъ рудъ и въ нѣкоторыхъ случаяхъ были произведены опыты. Необходимо принять въ соображеніе нѣсколько основныхъ фактовъ.

Главною мѣдною рудою является мѣдный колчеданъ и, во многихъ случаяхъ, количество сѣры и желѣза позволяютъ, такъ называемое, пиритное плавленіе даже безъ добавочнаго углерода, конечно, въ такихъ случаяхъ о примѣненіи электрической плавки не можетъ быть и рѣчи. Въ другихъ случаяхъ содержаніе мѣди настолько ничтожно, что никакая плавка не могла бы окупиться и тогда приходится прибѣгать къ мокрому и инымъ способамъ примѣнительно къ встрѣченнымъ условіямъ.

Единственное поле для примѣненія электротермическаго процесса къ мѣднымъ рудамъ, это въ промежуточныхъ случаяхъ и притомъ, если, по мѣстнымъ условіямъ, электрическая энергія дешева, а топливо дорого, что иногда встрѣчается въ гористыхъ мѣстностяхъ, имѣющихъ водопады и лишенныхъ желѣзнодорожныхъ путей сообщенія, или удаленныхъ отъ угля.

Насколько извѣстно автору, пока еще этотъ процессъ не примѣненъ на практикѣ, но весьма удачные опыты доказали его пригодность.

Господинъ Vattier, на примѣръ, произвелъ опыты на заводѣ въ Livet электротермической компаниі Keller et Leleux, 23-го Апрѣля 1903 г. въ присутствіи нѣсколькихъ видныхъ дѣятелей по металлургиі, какъ М-г Stead изъ Middlesborough, М-г Allen изъ Шеффилда и М-г Saladin изъ Крэзо. Руды были присланы для испытанія чилійскимъ правительствомъ и добыты на рудникѣ «Вулканъ», М-г G. Denoso, а также низкопробныя руды изъ Сантъ-Яго. На мѣстѣ коксъ стоитъ 20 долларовъ за тонну, но водопады на склонахъ Андъ позволяютъ устройство весьма мощныхъ электрическихъ станцій, при чемъ стоимость годового киловатта всего 6 долларовъ. Подробный отчетъ этого испытанія помѣщенъ въ прибавленіи къ отчету Канадской Комиссіи по электрической плавкѣ, за 1904 г.

З А Д А Ч А № 22.

М-г Vattier составилъ изъ богатыхъ и бѣдныхъ чилійскихъ рудъ смѣсь, содержащую въ процентахъ: $Cu = 5,10$; $S = 4,13$; $Fe = 28,50$; $Mn = 7,64$; $SiO^2 = 23,70$; $Al^2O^3 = 4,00$; $CO^2 = 4,31$; $CaO = 7,30$; $MgO = 0,33$; $P = 0,05$. Эта смѣсь непосредственно загружалась въ шахтенную печь: высотой въ 0,9 м., шириною въ 0,9 м. и длиною въ 1,8 м. Расплавленный продуктъ собирался въ переднемъ горнѣ: высотой въ 0,6 м., шириною въ 0,6 м. и длиною въ 1,2 м. Въ плавильномъ пространствѣ имѣлось два угольныхъ электрода размѣрами: $30 \times 30 \times 170$ см., а для подогрѣва передъ литьемъ, въ переднемъ горнѣ, два электрода: $25 \times 25 \times 100$ см.

Анализъ полученнаго купферштейна далъ: $Cu = 47,90$; $Fe = 24,30$; $S = 22,96$; $Mn = 1,40$; $SiO^2 = 0,80$; $Al^2O^3 = 0,50\%$.

Анализъ шлака далъ: $Fe = 32,50$; $SiO^2 = 27,20$; $Al^2O^3 = 5,20$; $CaO = 9,90$; $MgO = 0,39$; $Mn = 8,23$; $S = 0,57$; $P = 0,06$; $Cu = 0,10\%$.

Сила тока была 4750 амперъ при 119 вольтахъ; коэффициентъ полезнаго дѣйствія $= 0,9$; за 8 часовъ проплавлялось 8000 kgr.; сгораніе электродовъ—50 kgr..

Требуется: 1) Составить балансъ матеріаловъ (на 1000 kgr. руды или за 1 часъ дѣйствія печи).

2) Тепловой балансъ.

3) Опредѣлить полученную экономію, отнесенную къ 1 тоннѣ руды при слѣдующихъ заданіяхъ: стоимость 1 kgr. электродовъ = 0,04 долл., 1 тонны кокса—20 долл., при употребленіи кокса допустимъ, что $\frac{1}{3}$ всей теплоты уносится газами. Накладные расходы одни и тѣ же въ обоихъ случаяхъ, за исключеніемъ добавочныхъ 0,10 долл. на тонну руды при обычномъ способѣ плавленія. Стоимость годового киловатта = 6 долларовъ.

4) Если полученный шлакъ подвергнуть дальнѣйшему электрическому плавленію для полученія ферро-силиція, то сколько его будетъ на 1 тонну руды и во сколько обойдется тонна его, считая, что на 1 тонну ферро-силиція требуется 0,75 годового киловатта и, что прочіе накладные расходы = 10 долл. на тонну.

Рѣшеніе: 1) Балансъ матеріаловъ на 1000 kgr. руды.

Руды: 1000 kgr..

	Шихта.	Штейнъ.	Шлакъ.	Газы.
SiO^2	237 kgr.	1	236	—
Al^2O^3	40 »	0,5	39,5	—
Fe	285 »	25	260	—
Mn	76 »	1,5	74,5	—
S	41 »	24	5	12
Cu	51 »	50	1	—
CO^2	43 »	—	—	43
CaO	73 »	—	73	—
MgO	3 »	—	3	—
O	137 »	2	74	61

Электроды: 6 kgr.

C	6	—	—	6
		<u>104</u>	<u>766</u>	<u>122</u>

Составъ шлака:

	По вычисленію.	По анализу.
	%	%
SiO^2	29,5	27,2
Al^2O^3	5,0	5,2
CaO	9,2	9,9
Fe	32,5	32,5
Mn	9,3	8,2
S	0,6	0,6

2) Тепловой балансъ.

Приходъ тепла:

Отъ электр. энергіи: $4750 \times 119 \times 0,9 \times 860 = 437.750$ Cal. въ 1 ч.
 » сгорания C (электрода): $6 \times 4300 = 25.800$ » »
 Итого . . . 463.550 Cal. »

Расходъ тепла:

Въ штейнѣ:	. . .	104 × 270 =	28.080 Cal.
» шлакѣ:	. . .	796 × 400 =	318.400 »
» газакъ	. . .	=	30.000 »
Потерн отъ излученія и проч.		=	87.070 »
		<hr/>	
Итого . .			463.550 Cal.

Потери отъ излученія и проч. достигаютъ всего 19⁰/₀ всей теплоты это вполне удовлетворительный результатъ. Полезно израсходованная теплота, считая сюда теплоту въ штейнѣ и въ шлакѣ, составляетъ 75⁰/₀, изъ этой теплоты около 90⁰/₀ содержится въ послѣднемъ.

3) При употребленіи кокса нужно получить: 463.550 — 30.000 = 433.550 Cal., такъ какъ $\frac{1}{3}$ доставленной теплоты перейдетъ въ газы, то всего придется добыть 650.325 Cal.. Если 1 kgr. кокса дастъ 7000 Cal., то на 1000 kgr. руды придется 93 kgr. кокса. Для стоймости процесса мы получимъ:

Коксъ . . .	93 × 0,02 =	1,96 долл.
Воздуходувка .		0,10 »
		<hr/>
Итого . .		2,06 долл. на 1 тонну руды.

Въ случаѣ электрической плавки:

Электроды . .	6 × 0,04 =	0,24 долл.
Энергія . .	509 × 6/8760 =	0,35 »
		<hr/>
Итого . .		0,59 долл. на 1 тонну руды.

Въ данномъ случаѣ стоимость электрической плавки обходится дешевле на 1,47 долл. на 1 тонну руды.

4) Въ полученномъ шлакѣ содержится:

$Fe = 260$ kgr., $Mn = 74,5$ kgr., и $SiO^2 = 236$ kgr. (съ 126 kgr. Si).

При полномъ возстановленіи мы получимъ для ферро-силиція:

$Fe = 260$ kgr.	=	56 ⁰ / ₀
$Mn = 74$ »	=	16 »
$Si = 126$ »	=	28 »
		<hr/>
Итого . 460 kgr.	=	100 ⁰ / ₀

Стоимость 1 тонны его будетъ:

Энергія	$6 \times 0,75 =$	4,50 долл.
Накладн. расходы	$=$	<u>10,00 »</u>
Итого		14,50 долл.

Эта себѣ-стоимость ферросилиція весьма низка. Вышеприведенный опытъ доказываетъ серьезное значеніе электрической плавки мѣдной руды при спеціальныхъ условіяхъ.

Г Л А В А II.

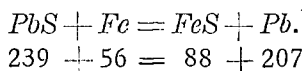
Металлургія свинца.

Добыча свинца изъ его рудъ и рафинированіе полученнаго сырого продукта составляютъ металлургію свинца. Главная руда носитьъ названіе свинцоваго блеска, это сѣрнистый свинець — PbS ; въ нѣкоторыхъ мѣстностяхъ имѣются значительныя количества $PbCO^3$ (Cerussite) и $PbSO^4$ (Anglesite). Другія руды: какъ-то: (пироморфитъ или фосфорнокислый свинець— $Pb^4(PbCl)(PO^4)^3$, миметезитъ или мышьяково-кислый свинець— $Pb^4(PbCl)(AsO^4)^3$, вульфенитъ $PbMoO^4$ и проч., а также самородный свинець—встрѣчаются рѣдко.

Возстановленіе окиси свинца, встрѣчающейся часто у выходовъ жилъ свинцоваго блеска, не представляетъ никакихъ затрудненій. Наипростѣйшимъ и найдешевѣйшимъ возстановителемъ служитъ углеродъ. Возстановленіе происходитъ при красномъ каленіи и нѣкоторое количество свинца теряется въ видѣ паровъ. PbS нельзя возстановить углеродомъ, для этого надо воспользоваться однимъ изъ металловъ, теплота соединеній котораго съ сѣрой превышала бы теплоту образованія PbS . Приводимъ небольшую таблицу сѣрнистыхъ соединеній, расположенную въ убывающемъ порядкѣ молекулярныхъ теплотъ образованія (отнесенную къ 32 kgr. сѣры).

(K^2,S)	103.500 Cal.
(Ca,S)	94.300 »
(Na^2,S)	89.300 »
(Mn,S)	45.600 »
(Zn,S)	43.000 »
(Cd,S)	34.400 »
(Fe,S)	24.000 »
(Co,S)	21.900 »
(Cu^2,S)	20.300 »
(Pb,S)	20.200 »
(Ni,S)	19.500 »
(Hg,S)	10.600 »
(H^2,S)	4.800 »
(Ag^2,S)	3.000 »

Наиболѣе подходящимъ возстановителемъ является, безъ сомнѣнія, желѣзо, при чемъ на 32 kgr. *S*, переходящихъ изъ соединенія *PbS* въ *FeS*, выдѣляется: $24.000 - 20.200 = 3.800$ Cal.



Реакція происходитъ весьма энергично при красномъ каленіи (когда *PbS* плавится), выдѣляющееся тепло можетъ теоретически поднять температуру 207 kgr. свинца и 88 kgr. *FeS* на 280° . При достаточной продолжительности реакція—полная и можетъ служить способомъ опредѣленія содержанія *Pb* въ рудѣ, но на практикѣ всегда остается болѣе или менѣе неразложившагося *PbS*, дающаго съ *FeS*—штейнъ.

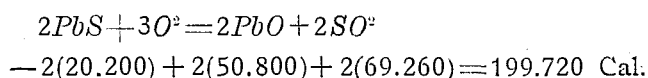
Замѣтимъ, между прочимъ, что по отношенію къ *AgS* свинецъ служитъ весьма энергичнымъ возстановителемъ; какъ показываетъ таблица, это есть основаніе пробирной методы для серебряныхъ рудъ и тамъ, гдѣ свинца много, онъ употребляется для извлеченія серебра изъ рудъ, при этомъ избытокъ *Pb* даетъ съ *Ag* сплавъ.

Приведемъ таблицу теплотъ образованія нѣкоторыхъ окисловъ, расположенную въ нисходящемъ порядкѣ и отнесенную къ 16 kgr. кислорода.

<i>Mg, O</i>	143.400 Cal.
<i>Ca, O</i>	131.500 »
$\frac{1}{3}(Al^2, O^3)$	130.870 »
<i>(Na^2, O)</i>	100.900 »
$\frac{1}{2}(Si, O^2)$	98.000 »
<i>(Mn, O)</i>	90.900 »
<i>(Zn, O)</i>	84.800 »
$\frac{1}{2}(Sn, O^2)$	70.650 »
<i>(Fe, O)</i>	65.700 »
$\frac{1}{3}(Fe^2, O^3)$	65.200 »
<i>(Ni, O)</i>	61.500 »
<i>(H^2, O)</i>	58.060 »
$\frac{1}{3}(Sb^2, O^3)$	55.630 »
$\frac{1}{3}(As^2, O^3)$	52.130 »
<i>(Pb, O)</i>	50.800 »
$\frac{1}{2}(C, O^2)$	48.600 »
$\frac{1}{3}(Bi^2, O^3)$	46.400 »
<i>(Cu^2, O)</i>	43.800 »
$\frac{1}{2}(S, O^2)$	34.630 »
$\frac{1}{3}(S, O^3)$	30.630 »
<i>(C, O)</i>	29.160 »
<i>(Hg, O)</i>	21.500 »
<i>(Ag^2, O)</i>	7.000 »

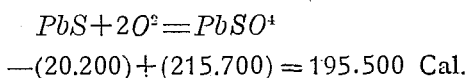
Возстановление окиси свинца. Изъ вышеприведенной таблицы видно, что PbO возстановляется многими металлами, имѣющими съ кислородомъ больше «сродства», но и тѣла, какъ напр. углеродъ, несмотря на то, что стоятъ ниже въ таблицѣ, при условіи, что недостающая тепловая энергія будетъ доставлена извнѣ, могутъ произвести возстановленіе. Въ случаѣ съ углеродомъ, факту возстановленія PbO еще способствуетъ то, что одинъ изъ продуктовъ реакціи, CO^2 или CO , газообразенъ и, слѣдовательно, выдѣляется, а поэтому реакція легко идетъ въ одномъ направленіи.

Окисленіе свинцоваго блеска. При обжигѣ PbS , т. е. нагрѣвъ въ струѣ воздуха, окисляются S и Pb , выдѣляя большое количество тепла;



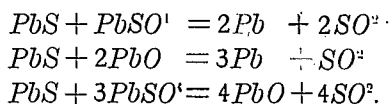
Это составитъ 33.290 Cal. на 16 kgr. кислорода или 418 Cal. на 1 kgr. PbS . Выдѣляемой теплоты больше чѣмъ достаточно для самостоятельной реакціи, безъ притока внѣшняго тепла,—большимъ затрудненіемъ, даже, служитъ то, что, благодаря сильному повышенію температуры, продукты расплавляются и сливаются воедино, еще до окончанія всей реакціи. Въ обыкновенномъ обжигѣ, въ отражательныхъ печахъ, реакція подвигается медленно и главное значеніе имѣетъ огонь очага, дающій возможность регулировать процессъ. При быстромъ обжигѣ, какъ напр. въ «тигельномъ», съ дутьемъ, температура нѣсколько понижается, либо предварительнымъ, частичнымъ, обжигомъ, либо сильнымъ смачиваніемъ, либо употребленіемъ известняка, поглощающаго, своимъ разложеніемъ на CaO и CO^2 , много тепла; что же касается сливанія воедино расплавленныхъ продуктовъ, то этому можно помѣшать примѣшиваніемъ постороннихъ, инертныхъ и трудноплавкихъ тѣлъ, какъ напр. SiO^2 , CaO и т. д.

Весьма интересно образованіе, во время обжига, нѣкотораго количества сѣрнокислаго свинца съ громаднымъ выдѣленіемъ тепла:

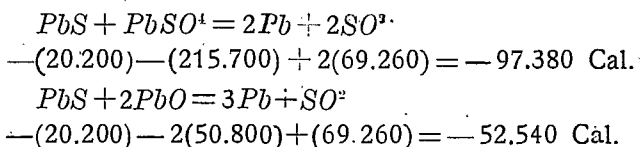


Это составляетъ на 16 kgr. кислорода: 48.875 Cal., а на 1 kgr. PbS —818 Cal. Къ сожалѣнію, въ настоящее время, отсутствуютъ тѣ научныя и практическія данныя, которыя позволили бы автоматическое образованіе при обжигѣ исключительно $PbSO^4$, что было бы весьма желательнымъ.

Двойное разложение. Большую роль играютъ въ металлургіи свинца реакціи двойного разложенія, какъ напр. нижеслѣдующія:

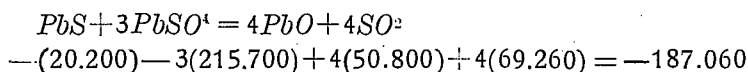


При обжигѣ PbS , черезъ нѣкоторое время, въ зависимости отъ температуры и количества воздуха, получаются: Pb , $PbSO^4$, или смѣсь изъ обоихъ тѣлъ въ различной пропорціи. Съ большимъ избыткомъ воздуха и при низкой температурѣ и въ особенности въ присутствіи инертныхъ, тугоплавкихъ, тѣлъ, служащихъ катализаторами, всего больше должно образоваться $PbSO^4$. Если послѣ этого повысить температуру, то, постепенно, увеличивается стремленіе $PbSO^4$ воздѣйствовать на оставшійся еще неразложеннымъ PbS , давая Pb съ выдѣленіемъ SO^2 . При оранжевомъ жарѣ мы имѣемъ:



Обѣ реакціи идутъ съ поглощеніемъ тепла (эндотермичны) и образованіе газа— SO^2 способствуетъ имъ.

Что касается реакціи:



То она, благодаря сильной эндотермичности, не происходитъ при обыкновенномъ обжигѣ въ отражательныхъ печахъ, но въ «тигельномъ» обжигѣ, при сильномъ дутьѣ, проходящемъ черезъ измельченный матеріалъ, она должна имѣть мѣсто, хотя лишь до нѣкоторой степени.

Окислительное рафинированіе. Не чистый свинецъ рафинируется посредствомъ окисленія при красномъ каленіи. Свинецъ отчасти теряется благодаря окисленію, а примѣси, въ зависимости отъ сродства къ кислороду, окисляются съ извѣстною послѣдовательностью и постепенно удаляются въ видѣ шлаковъ, главная сѣставная часть коихъ PbO . Эта послѣдовательность: Zn , Sn , Sb , As , Bi , Ag .—Въ купеляціи, которая представляетъ изъ себя окончательное окисленіе свинца съ цѣлью получить серебро, передъ самымъ концомъ получается

шлакѣ, состоящій изъ PbO и Bi^2O^3 , а также съ небольшимъ содержаніемъ Ag^2O .

Обратное отъ этихъ послѣдовательныхъ окислительныхъ реакцій— послѣдовательное возстановленіе. Беря, напр., одинъ изъ полученныхъ рафинировочныхъ шлаковъ—съ большимъ содержаніемъ Sb , возможно, смѣшавъ его съ небольшимъ количествомъ углерода, возстановить сначала все содержащееся тамъ серебро, затѣмъ Bi и большую часть Pb , при чемъ лишь небольшое количество Sb возстановится. Если послѣ этого прибавить избытокъ углерода, то мы получимъ богатый сплавъ: сурьма—свинецъ. Легкая возстановляемость окиси свинца есть обратное явленіе отъ его медленной окисляемости; это результатъ сравнительно невысокой теплоты образованія PbO ; этими фактами широко пользуются въ металлургіи мѣди.

Испаряемость свинца.

Температура плавленія свинца 326° , средняя теплоемкость въ твердомъ видѣ: $0,02925 + 0,000019t$, теплота въ 1 kgr. свинца въ моментъ плавленія: 11,6 Cal., скрытая теплота плавленія: 4,0 Cal., теплота въ только что расплавленномъ свинцѣ: 15,6 Cal., теплоемкость въ жидкомъ видѣ: 0,042, приблизительно неизмѣнна; точка кипѣнія при атмосферномъ давленіи $1800^\circ C$ (2073° абсол. = T), скрытая теплота испаренія молекулярнаго вѣса свинца (207 kgr.) по правилу Трутона = $23T = 47.680$ Cal. (допуская, что пары свинца—одноатомны). Это дастъ для скрытой теплоты испаренія 1 kgr. свинца: 230 Cal. Теоретическій вѣсъ 1 куб. м. паровъ свинца при 0° и атмосферн. давлен. 9,315 kgr.

Испаряемость свинца при различныхъ температурахъ неизвѣстна, однакоже знаніе ея было бы весьма желательно для практическихъ цѣлей. Попробуемъ дать примѣрную таблицу давленія паровъ свинца при различныхъ температурахъ, по аналогіи съ такой же таблицей для паровъ ртути. Для составленія ея воспользуемся замѣченной закономерностью между абсолютными температурами, для которыхъ давленія паровъ одинаковы.

Для паровъ воды и паровъ ртути было констатировано, что отношеніе этихъ температуръ остается постояннымъ для большого промежутка.

При атмосферномъ давленіи, абсолютная температура кипѣнія свинца: $1800 + 273 = 2073^\circ$, а ртути: $357 + 273 = 630^\circ$. Отношеніе

$$\frac{T(Pb)}{T(Hg)} = \frac{2073}{630} = 3,3.$$

Предположимъ, что это отношеніе остается постояннымъ и для другихъ температуръ, тогда, на основаніи таблицы для давленія паровъ ртути при различныхъ температурахъ, можно составить такую же таблицу и для паровъ свинца:

Давленіе паровъ въ мм. столба <i>Hg.</i>	Температура испаренія для: Ртути.	Свинца.
0,0002	0	625
0,004	33	735
0,045	67	844
0,28	100	954
1,47	133	1064
5,73	167	1173
18,25	200	1283
50	233	1393
106	267	1502
242	300	1612
484	333	1722
760 = 1,0 атмосфер.	357	1800
849 = 1,1 »	367	1841
1588 = 2,1 »	400	1951
4,3 »	450	2116
8,0 »	500	2280
13,8 »	550	2445
22,3 »	600	2609
34 »	650	2774
50 »	700	2938
72 »	750	3103
102 »	800	3267
137,5 »	850	3436
162 »	880	3525

Изъ этой таблицы явствуетъ, что при темнокрасномъ каленіи свинець уже выдѣляетъ слабые пары и, слѣдовательно, потокъ инертныхъ газовъ, проходящихъ надъ расплавленнымъ свинцомъ при этой температурѣ уносить съ собою немного свинца; при температурѣ плавленія серебра давленіе паровъ свинца около $\frac{1}{4}$ мм. или $\frac{1}{3000}$ атмосферы, слѣдовательно газы содержатъ около $\frac{1}{30}$ % своего объема паровъ свинца. При 1300° , температурѣ реторты для цинка, или плавленной печи для свинца, давленіе около $\frac{1}{10}$ атмосферы, т. е., что газы содержатъ 2,5% своего объема паровъ свинца.

Надо замѣтить, что такой газъ при охлажденіи не даетъ свинцу осѣсть, а уносить его съ собой въ видѣ тумана. Если мы обратимъ

вниманіе на высокія температуры, то мы поймемъ почему при возстановленіи PbO порошкомъ Al ,—«алюмино-термической» реакціи—получается взрывъ. Дѣйствительно въ реакціи: $3PbO + 2Al = 3Pb + Al_2O_3$, выдѣляется 220.000 Cal., что поднимаетъ температуру приблизительно до 3000° (температура электрической печи), чему соотвѣтствуетъ давленіе приблизительно въ 60 атмосферъ. Неудивительно, что когда Tissier, въ 1857 г., впервые произвелъ эту реакцію съ 3 gr. Al , «тигель разлетѣлся въ дребезги, а дверцы печи были отброшены далеко въ сторону».

Обжиганіе свинцовыхъ рудъ.

Главныя операціи въ металлургіи свинца суть: обжиганіе руды, возстановленіе ея въ свинецъ и рафинированіе сырого металла.—Главная руда, какъ извѣстно, свинцовый блескъ— PbS , послѣ обжига на воздухѣ переходитъ отчасти въ PbO и $PbSO_4$. Такъ какъ PbS легко плавится и летучъ при желтомъ каленіи, надо производить обжигъ съ осторожностью, избѣгая высокиихъ температуръ, которыя сначала смягчатъ руду, а затѣмъ расплавятъ ее и почти совершенно остановятъ обжигъ.

Единственный способъ вести быстрый обжигъ, это примѣшать къ рудѣ достаточное количество тугоплавкаго инертнаго матеріала, какъ напримѣръ, обожженную известь, которая не позволяетъ отдѣльнымъ расплавленнымъ каплямъ слиться воедино и остановить реакцію окисленія. Это есть принципъ «тигельнаго обжига»,—существеннаго улучшенія, введеннаго за послѣднее время въ металлургію свинца.

З А Д А Ч А № 23.

Въ «Savelsberg'скомъ тиглѣ» обжигаются 5 тоннъ смѣси, состоящей изъ 100 частей свинцовой руды, 10 частей серебряной, кварцевой руды, 10 частей желѣзнаго шпата и 19 частей известняка.

Свинцовая руда есть свинцовый блескъ, содержащій 78% Pb и 15% S ; серебряная, кварцевая руда можетъ быть принята за SiO_2 ; желѣзный шпатъ за $FeCO_3$; известнякъ за $CaCO_3$. Смѣсь смачивается 5% по вѣсу—воды. Дутье соотвѣтствуетъ 7 кв. м., описываемымъ поршнями воздуходувки въ 1 мин. при 15° . Операція продолжается 18 часовъ, оставляя 2% S въ продуктѣ, подъ видомъ неразложившагося PbS . Въ газахъ приблизительно 10% SO_2 и 5% свободного кислорода; для пуска въ ходъ реакціи употреблено 50 kgr. древеснаго угля, который мы примемъ за чистый углеродъ.

Требуется опредѣлить:

- 1) Вѣсъ продукта и его процентный составъ.

- 2) Анализъ удаляющихся газовъ.
- 3) Коэффициентъ полезнаго дѣйствія воздухоудвки.
- 4) Часть теплоты окисленія, поглощенную разложеніемъ известняка.
- 5) Часть этой теплоты, поглощенную испареніемъ влаги.
- 6) Часть всей теплоты, унесенную газами при средней температурѣ въ 300°.
- 7) Тепловой балансъ всей операціи.

Рѣшеніе. 1) Въ 5 тоннахъ шихты содержится:

Свинцоваго блеску	3597 kgr. = 2806 kgr.	Pb	+ 540 kgr.	S	+ пуст. пор.
Серебряной руды	360 » = 360 »	SiO^2			
Желѣзной руды	360 » = 224 »	FeO	+ 136 kgr.	CO^2	
Известняка	683 » = 382 »	CaO	+ 301 »	CO^2	

Приблизительный составъ продукта:

PbO	$2806 \times \frac{223}{207} =$	3023 kgr.
SiO^2		360 »
FeO		224 »
CaO		382 »
<hr/>		
Итого		3989 kgr.

По заданію въ продуктѣ 2% S подѣ видою PbS —мы же считали лишь на PbO , такъ какъ атомный вѣсъ $O = 16$, а $S = 32$, то поэтому къ подсчитанному нами вѣсу надо прибавить 1% или 40 kgr., что дастъ для общаго вѣса 4029 kgr.

Его составныя части будутъ:

PbO	2461 kgr. = 61%
PbS	602 » = 15 »
SiO^2	360 » = 9 »
FeO	224 » = 5 »
CaO	382 » = 9 »
<hr/>	
	4029 kgr.

2) Изъ шихты переходить въ газы:

H^2O	$5000 \times 0,05 =$	250 kgr.
CO^2	$(50 \times 3,67) + 136 + 301 =$	620 »
S	$540 - 81 =$	459 »

Изъ воздуха поступаетъ кислорода на образование PbO :

$$2461 \times \frac{16}{223} = 176 \text{ kgr.}$$

Количество образовавшагося SO^2 изъ 459 kgr. S будетъ 918 kgr. или по объему:

$$918 : \left(0,09 \times \frac{64}{2}\right) = 319 \text{ куб. м.}$$

такъ какъ по заданію: свободнаго кислорода въ газахъ $1/2$ содержанія SO^2 , то по объему это составитъ 159 куб. м., а по вѣсу 230 kgr.

Для H^2O и CO^2 въ газахъ мы будемъ имѣть:

$$H^2O \dots 250 : \left(0,09 \times \frac{18}{2}\right) = 309 \text{ куб. м.}$$

$$CO^2 \dots 620 : \left(0,09 \times \frac{44}{2}\right) = 313 \text{ » »}$$

Общій подсчетъ потребнаго кислорода:

Для PbO	176 kgr.
» 50 kgr. C	133 »
» SO^2	459 »
Свободн. O^2	230 »
	998 kgr.
Всего кислорода	998 kgr.
Сопутств. азотъ	3327 »
	4325 kgr.
Требуется воздуха	4325 kgr.

Составъ газовъ:

N^2	3327 kgr. = 2609 куб. м. = 70,3%
O^2	230 » = 159 » = 4,3 »
SO^2	918 » = 319 » = 8,6 »
CO^2	620 » = 313 » = 8,5 »
H^2O	250 » = 309 » = 8,4 »
	Итого 3709 куб. м. 100,1%

3) Объемъ употребленныхъ 4325 kgr. воздуха, при O^2 и 760 м./м., будетъ:

$$4325/1,293 = 3345 \text{ куб. м.}$$

а при 15° это дастъ:

$$3345 \times \frac{288}{273} = 3529 \text{ куб. м.}$$

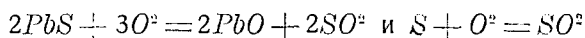
Объемъ описываемый поршнемъ воздухоудвки за 18 часовъ работы:

$$7 \times 60 \times 18 = 7560 \text{ кб. м.}$$

Коэффициентъ полезнаго дѣйствія воздухоудвки въ процентахъ:

$$100 \times \frac{3529}{7560} = 46,7\%$$

4) Реакціи окисленія будутъ:



Всего здѣсь имѣется 2285 kgr. *Pb* и 459 kgr. *S*.

Подсчетъ выдѣлившейся теплоты дастъ:

$$\text{Образованіе } PbO: 2285 \times 245 = + 559.825 \text{ Cal.}$$

$$\text{Разложеніе } PbS: 2285 \times 98 = - 223.930 \text{ »}$$

$$\text{Образованіе } SO^2: 459 \times 2164 = + 993.275 \text{ »}$$

$$\text{Выдѣлится тепла: } + 1.329.170 \text{ Cal.}$$

Разложеніе 683 *CaO* съ выдѣленіемъ 301 kgr. *CO^2* потребуетъ:

$$301 \times 1026 = 308.825 \text{ Cal.}$$

Искомое отношеніе, выраженное въ процентахъ, будетъ:

$$100 \times \frac{308.825}{1.329.170} = 23,2\%$$

5) 5% влаги, на шихту въ 5 тоннъ, т. е. 250 kgr. воды, унесетъ въ видѣ паровъ:

$$250 \times 606,5 = 151.625 \text{ Cal.}$$

И искомое отношеніе въ % составитъ:

$$100 \times \frac{151.625}{1.329.170} = 11,4\%$$

6) Теплоемкость газовъ при 300° будетъ:

<i>N^2</i> —2609 кб. м.	}	× [0,303 + 0,000027 (300)] = 861,1 Cal. на 1°
<i>O^2</i> — 159 »		
<i>SO^2</i> — 319 »	}	× [0,36 + 0,0003 (300)] = 143,6 »
<i>CO^2</i> — 313 »		
<i>H^2O</i> — 309 »		

$$\text{Итого } = 1260,2 \text{ Cal.}$$

Для 300° это дастъ:

$$1260,2 \times 300 = 378.060 \text{ Cal.}$$

Воздухъ, поступающій при 15°, принесетъ съ собою:

$$3345 \text{ куб. м.} \times [0,303 + 0,000027 (15)] \times 15 = 15.225 \text{ Cal.}$$

Потеря тепла газами будетъ слѣдовательно:

$$378.060 - 15.225 = 362.835 \text{ Cal.}$$

Искомое отношеніе въ $\frac{0}{0}\%$ будетъ:

$$100 \times \frac{362.835}{1.329.170} = 28\%$$

7) Составимъ балансъ тепла:

а) Приходъ тепла:

Теплота въ воздухѣ при 15° . . .	15.225	Cal.
Отъ сжиганія древеснаго угля . . .	405.000	»
Отъ окислительныхъ реакцій . . .	1.329.170	»
	<hr/>	
Итого .	1.749.395	Cal.

б) Расходъ тепла:

Теплота въ уходящихъ газахъ . . .	378.060	Cal. = 22 $\frac{0}{0}$.
Разложеніе $CaCO^3$	308.825	» = 18 »
» $FeCO^3$	76.980	» = 4 »
Испареніе влаги	151.625	» = 9 »
Теплота въ продуктахъ при 400° . . .	400.000	» = 23 »
Потери отъ излученія и проч.	433.905	» = 25 »
	<hr/>	
Итого . . .	1.749.395	Cal.

Возстановленіе обожженной руды.

Если обожженную руду возстановлять въ отражательной печи, то есть шансы на то, что сѣрнистыя соединенія дадутъ съ окислами и съ сѣрнокислыми соединеніями металлъ и SO^2 и при этомъ почти вся остающаяся въ обожженной рудѣ сѣра удалится. Если возстановленіе вести въ шахтенной печи, то, благодаря сильно-возстановительной атмосферѣ, окислы превращаются въ металлъ и сѣрнокислыя соединенія въ сѣрнистыя прежде, чѣмъ температура достигнетъ доста-

точной высоты для ихъ реакціи на сѣрнистыя соединенія. Большая часть сѣры образуетъ штейнъ и это весьма выгодно, такъ какъ въ штейнѣ концентрируется мѣдь, даже при незначительности ея содержанія въ рудѣ. Штейнъ легко отдѣляется отъ металла и шлака и образуетъ цѣнный побочный продуктъ. Такъ какъ въ большинствѣ свинцовыхъ рудъ содержится нѣкоторое количество мѣди, то обыкновенно обжигъ не доводится до конца, а оставляютъ достаточно сѣры, чтобы образовать купферштейнъ въ низкихъ шахтенныхъ печахъ при среднихъ температурахъ. Если въ обожженной рудѣ остались мышьякъ или сурьма, то они образуютъ шпейсъ или сложное соединеніе *As* и *Sb* съ *Fe*, *Cu*, *Ni*, *Co*, *Pb* и *Ag*, онъ тяжелѣе штейна, но легче свинца. Продуктъ этотъ весьма нежелателенъ, такъ какъ, благодаря сложному строенію, трудно основательно и экономично отдѣлить другъ отъ друга его составныя части.

Всегда желательно, насколько возможно полнѣе, избавиться отъ *As* и *Sb* при обжигѣ и для этого можно даже вести обжигъ дальше, чѣмъ было бы желательно съ точки зрѣнія дальнѣйшаго образованія штейна. Въ дальнѣйшемъ можно подмѣшать къ обожженной рудѣ немного сырой руды, но безъ примѣси *As* и *Sb*, если таковая имѣется, для доставленія недостающей сѣры.

При расчетѣ шихты надо имѣть въ виду образованіе легкоплавкаго шлака, такъ какъ температуры въ печахъ для свинца не очень высоки. Практика показала, что содержаніе SiO_2 , FeO и CaO въ шлакѣ должно быть соотвѣтственно 30, 40 и 20%. Часть шлака вновь поступаетъ въ печь, а количество кокса берется приблизительно = $\frac{1}{7}$ шихты. При этихъ условіяхъ рѣшимъ нижеслѣдующую задачу, данныя для которой взяты изъ «Металлургіи свинца» Hofman'a.

ЗАДАЧА № 24.

Смѣсь углекислой свинцовой руды и свинцоваго блеску (которая по своему составу близко подходитъ къ частично обожженной сѣрнистой рудѣ) плавится съ прибавленіемъ желѣзной руды и известняка. На 1000 kgr. шихты загружаютъ 150 kgr. кокса (съ 10% золы). Въ этихъ 1000 kgr. находятся 100 kgr. «возвратнаго» шлака, а остальные 900 kgr. состоятъ изъ свинцовой руды съ примѣсью желѣзной руды и известняка.

Анализы матеріаловъ слѣдующіе:

Свинцовая руда: $SiO_2 = 32,6\%$; $FeO = 14,8\%$; $MnO = 4,3\%$; $CaO = 2,2\%$; $MgO = 5,3\%$; $Al_2O_3 = 2,5\%$; $BaO = 1,5\%$; $ZnO = 2,4\%$; $S = 4,4\%$; $As = 0,5\%$; $Pb = 20,7\%$; $Cu = 2,9\%$; $Ag = 0,17\%$.

Желѣзная руда: $SiO^2 = 4,3\%$; $FeO = 72,4\%$; $MnO = 1,7\%$; $CaO = 3,1\%$.

Известнякъ: $SiO^2 = 2,7\%$; $FeO = 4,5\%$; $CaO = 37,3\%$; $MgO = 11,9\%$.

Коксовая зола: $SiO^2 = 40,3\%$; $FeO = 26,5\%$; $CaO = 6,9\%$; $MgO = 2,4\%$; $Al^2O^3 = 20,4\%$.

Для шлака мы беремъ отношеніе:

$$SiO^2 : FeO : CaO = 30 : 40 : 20.$$

Замѣтимъ что къ FeO мы отнесемъ также эквивалентный MnO , а къ CaO —эквивалентныя количества MgO , BaO и ZnO .

Допустимъ, что весь ZnO переходитъ въ шлакъ, а S въ штейнъ, а As образуетъ шпейсъ съ формулой Fe^5As . Все же серебро попадетъ въ свинцовый слитокъ.

Требуется: 1) Сколько свинцовой руды, желѣзной руды и известняка образуютъ 900 kgr. изъ 1000 kgr. шихты.

- 2) Вѣсъ и составъ шлака.
- 3) Вѣсъ и составъ штейна.
- 4) Вѣсъ и составъ шпейса.
- 5) Вѣсъ и составъ свинцоваго слитка.
- 6) Балансъ матеріаловъ.

Рѣшеніе: 1) Методъ рѣшенія таковъ: назовемъ черезъ x вѣсъ свинцовой руды, а черезъ y вѣсъ желѣзной руды тогда вѣсъ известняка будетъ: $900 - x - y$.

Выразимъ составъ шлака черезъ x и y и обратимъ вниманіе на заданное отношеніе вѣсовъ $SiO^2 : FeO : CaO = 30 : 40 : 20$, что дастъ намъ два уравненія для опредѣленія x и y .

Расчетъ FeO , поступающаго въ шлакъ

Сѣры въ 100 частяхъ руды	4,4 kgr.
Мѣди » » » »	2,9 »
Сѣры образующей $Cu^2S : 2,9/4$	0,7 »
Остающей сѣры для $FeS : 4,4 - 0,7$	= 3,7 »
Требуется желѣза для $FeS : 3,7 \times 56/32$	= 6,5 »
FeO соотвѣтствующій $FeS : 6,5 \times 72/56$	= 8,4 »
Мышьяка въ 100 частяхъ руды	0,5 »
Требуется желѣза для $Fe^5As : 0,5 \times 280/75$	1,9 »
Соотвѣтствующее $FeO : 1,9 \times 72/56$	2,4 »

Слѣдовательно, изъ 100 частей руды поступаетъ въ штейнъ: 8,4 kgr. FeO , а въ шпейсъ: 2,4 kgr., остающіяся же: $14,8 - 8,4 - 2,4 = 4,0$ kgr. FeO попадаютъ въ шлакъ. Кромѣ того, нужно пересчитать MnO въ эквивалентный FeO (коэффициентъ эквивалентности $= 72/71$);— для 4,3 kgr. MnO это дастъ 4,4 kgr. эквивалентнаго FeO .

При подсчетѣ CaO въ шлакъ мы отнесемъ туда же: MgO (съ коэфф. эквив. $= 56/40$); BaO (к. экв. $= 56/153$) и ZnO (к. экв. $= 56/81$).

Такимъ образомъ на x частей свинцовой руды попадутъ въ шлакъ (изъ этой руды):

$$SiO^2 = 0,326 x; FeO = (0,040 + 0,044) x; CaO = (0,022 + 0,074 + 0,006 + 0,017) x \text{ или: } SiO^2 = 0,326 x; FeO = 0,0844 x; CaO = 0,119 x$$

Изъ y частей желѣзной руды попадутъ въ шлакъ:

$$SiO = 0,043 y; FeO = 0,741 y; CaO = 0,031 y.$$

Изъ $900 - x - y$ частей известняка попадутъ въ шлакъ:

$$SiO^2 = 0,027 (900 - x - y); FeO = 0,045 (900 - x - y); CaO = 0,540 \times \times (900 - x - y).$$

Изъ 15 kgr. коксовой золы попадутъ въ шлакъ:

$$SiO^2 = 6,1; FeO = 4,0; CaO = 1,6.$$

Сложивъ всѣ эти величины вмѣстѣ мы получимъ для составныхъ частей шлака

$$SiO^2 = 30,4 + 0,299x + 0,016y$$

$$FeO = 44,5 + 0,039x + 0,696y$$

$$CaO = 487,6 - 0,421x - 0,509y$$

На основаніи соотношенія: $SiO^2 : FeO : CaO = 30 : 40 : 20$ мы получимъ слѣдующія два уравненія;

$$30,4 + 0,299x + 0,016y = 30/20 (487,6 - 0,421x - 0,509y)$$

$$44,5 + 0,039x + 0,696y = 40/20 (487,6 - 0,421x - 0,509y)$$

Рѣшая эти уравненія мы получимъ:

$$x = 523 \text{ kgr. свинцовой руды}$$

$$y = 274 \text{ » желѣзной »}$$

$$90 - x - y = 103 \text{ » известняка.}$$

2) Зная вѣсъ составныхъ частей шихты мы можемъ вычислить вѣсъ и составъ шлака:

Сост. части.	Изъ руды <i>Pb.</i>	Изъ руды <i>Fe.</i>	Изъ известн.	Изъ золы кокса.	Всего.
<i>SiO</i> ²	170,5	11,8	2,8	6,1	191,2
<i>FeO</i>	20,9	198,4	4,6	4,0	227,9
<i>MnO</i>	22,5	4,7	—	—	27,2
<i>CaO</i>	11,5	8,5	38,4	1,0	59,4
<i>MgO</i>	27,7	—	12,3	0,4	40,4
<i>Al</i> ² <i>O</i> ³	13,1	—	—	3,1	16,2
<i>BaO</i>	7,8	—	—	—	7,8
<i>ZnO</i>	12,6	—	—	—	12,6
					582,7

Процентный составъ и провѣрка отношеній:

	Проценты.	Эквиваленты.
<i>SiO</i> ²	32,8	
<i>FeO</i>	39,0	
<i>MnO</i>	4,7	4,8 <i>FeO</i>
<i>CaO</i>	10,2	
<i>MgO</i>	6,9	9,7 <i>CaO</i>
<i>Al</i> ² <i>O</i> ³	2,8	
<i>BaO</i>	1,3	0,5 <i>CaO</i>
<i>ZnO</i>	2,2	1,5 <i>CaO</i>

$$SiO^2 : FeO : CaO = 32,8 : 43,8 : 21,9 = 30 : 40 : 20.$$

3) Вѣсъ и составъ штейна:

Сѣра въ 523 kgr. свинцовой руды	23,0 kgr.
Мѣди » » »	15,2 »
Сѣры для образованія <i>Cu</i> ² <i>S</i>	3,8 »
» » » <i>FeS</i> : 23,0 — 3,8	= 19,2 »
Желѣза для <i>FeS</i> = 19,2 × 56/32	= 33,6 »
Вѣсъ <i>FeS</i> въ штейнѣ: 19,2 + 33,6	= 52,8 »
» <i>Cu</i> ² <i>S</i> » 15,2 + 3,8	= 19,0 »
» штейна: 19,0 + 52,8	= 71,8 »

Процентный составъ штейна:

$$\begin{aligned}
 Cu^2S &= 26,5\% & Cu &= 21\% \\
 FeS &= 73,5\% & Fe &= 47\% \\
 & & S &= 32\%
 \end{aligned}$$

4) Вѣсъ и составъ штейна:

Мышьяка въ 523 kgr. свинцовой руды . 2,6 kgr.
 Fe въ $Fe^sAs = 2,6 \times 280/75$ 9,7 »

Итого . . 12,3 kgr.

Составъ $Fe = 79\%$, $As = 21\%$.

5) Вѣсъ и составъ свинцоваго слитка:

Свинца въ 523 kgr. свинцовой руды . 108,3 kgr.
 Серебра 0,9 »

Итого . . 109,2 kgr.

Составъ $Pb = 99,2\%$, $Ag = 0,8\%$.

6) Балансъ матеріаловъ на 1000 kgr. шихты.

Шихта.	Слитокъ.	Штейнъ.	Шпейсь.	Шлакъ.	Газы.
Свинцовой руды 523 kgr.					
SiO^2	170,5	—	—	—	—
FeO	77,4	—	Fe 33,6	Fe 9,7	FeO 20,9 O 13,2
MnO	22,5	—	—	—	22,5 —
CaO	11,5	—	—	—	11,5 —
MgO	27,7	—	—	—	27,7 —
Al^2O^3	13,1	—	—	—	13,1 —
BaO	7,8	—	—	—	7,8 —
ZnO	12,6	—	—	—	12,6 —
S	23,0	—	23,0	—	—
As	2,6	—	—	2,6	—
Pb	108,3	108,3	—	—	—
Cu	15,2	—	15,2	—	—
Ag	0,9	0,9	—	—	—
Желѣзной руды 274 kgr.					
SiO^2	11,8	—	—	—	11,8 —
FeO	198,4	—	—	—	198,4 —
MnO	4,7	—	—	—	4,7 —
CaO	8,5	—	—	—	8,5 —
Известняка 103 kgr.					
SiO^2	2,8	—	—	—	2,8 —
FeO	4,6	—	—	—	4,6 —
CaO	38,4	—	—	—	38,4 —
MgO	12,3	—	—	—	12,3 —

Коксовой золы		Шихта.	Слитокъ.	Штейнъ.	Шпейсь.	Шлакъ	Газы.
15 kgr.							
SiO^2	6,1	—	—	—	—	6,1	—
FeO	4,0	—	—	—	—	4,0	—
CaO	1,0	—	—	—	—	1,0	—
MgO	0,4	—	—	—	—	0,4	—
Al^2O^3	3,1	—	—	—	—	3,1	—
Возвратный шлакъ							
100 kgr.		—	—	—	—	100,0	—
Всего . . .		109,2	71,8	12,3	—	682,7	13,2

Электрометаллургия свинца.

Пока существуетъ процессъ катоднаго возстановленія свинцоваго блеска по способу Salom'a и еще процессъ Betts'a рафинированія нечистыхъ свинцовыхъ слитковъ. Возможны и другіе процессы съ примѣненіемъ электричества, какъ-то плавка и даже обжигъ, или еще осажденіе свинца изъ растворовъ свинцовыхъ солей, полученныхъ выщелачиваніемъ бѣдныхъ рудъ, но пока эти процессы не вошли въ практику.

Въ процессѣ Salom'a порошокъ свинцоваго блеска, на свинцовой пластинкѣ, помѣщается въ слабый растворъ сѣрной кислоты въ присутствіи свинцоваго анода. Пропускается сильный токъ, возстанавливающий Pb изъ PbS , съ выдѣленіемъ H^2S и небольшого количества водорода на катодѣ и кислорода на анодѣ. Процессъ этотъ примѣнялся въ довольно-большомъ масштабѣ вблизи Ніагары. Подробности можно найти въ «Transactions American Electrochemical Society» часть I стр. 87, часть II стр. 65 и часть IV стр. 101.

Процессъ Betts'a состоитъ въ употребленіи растворимаго анода изъ нечистаго свинца въ растворѣ фтористаго силиката свинца: PbF^2 . SiF^4 въ присутствіи значительнаго количества HF . Устройство завода напоминаетъ аналогичный заводъ для рафинированія мѣди. Катоды состоятъ изъ покрытыхъ жиромъ стальныхъ листовъ, на которыхъ осаждается чистый свинецъ, отъ времени и до времени удаляемый съ поверхности.

ЗАДАЧА № 25.

Въ аппаратѣ Salom'a, на вращающемся свинцовомъ листѣ въ 2,25 кв. м. помѣщается слой толщиною въ 0,5 м./м. порошка свинцоваго блеска съ уд. вѣс. = 3,5. Поверхностная плотность тока = 330 амперъ на каждый кв. м. поверхности катодовъ. Длительность

процесса—90 минутъ. Электролитъ—разбавленная H^2SO^4 . Сопротивленіе элемента 0,001 омъ.

ТРЕБУЕТСЯ ОПРЕДѢЛИТЬ: Коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока, идущаго на разложеніе PbS и потерю тока на выдѣленіе водорода.

2) Составъ газовъ и ихъ объемъ въ часъ при нормальномъ давленіи и 20° , предположивъ, что электролитъ предварительно насыщенъ H^2S , H^2 и O^2 .

3) Вольтажъ при 100% разложенія PbS .

4) Вольтажъ послѣ окончанія разложенія PbS .

5) Вольтажъ при условіяхъ операци.

6) Калорифическую энергію газовъ, переведенную въ ватты при 100% теоретическаго использованія.

1) Сила тока:

$$2,25 \times 330 = 742,5 \text{ амперъ.}$$

Теоретическое осажденіе свинца за 90 мин.

$$0,00001035 \times 103,5 \times 60 \times 90 \times 742,5 = 4.295 \text{ gr.}$$

PbS въ аппаратѣ:

$$2,25 \times 10.000 \times 0,05 \times 3,5 = 3.938 \text{ gr.}$$

Содержаніе Pb :

$$3.938 \times \frac{207}{239} = 3.410 \text{ gr.}$$

Коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока по разложенію PbS :

$$100 \times \frac{3410}{3.938} = 79,4\% .$$

Остается на выдѣленіе водорода:

$$20,6\% .$$

2) Если бы выдѣлялось только H^2S —то газы имѣли бы составъ: 2 объема H^2S на 1 объемъ O^2 .

Если бы выдѣлялось только H^2 — то газы имѣли бы составъ: 2 объема H^2 на 1 объемъ O^2 .

Очевидно, что если 79,4% тока будетъ выдѣлять H^2S , а остальные 20,6%— H^2 , то составъ газовъ будетъ: 1,588 объема H^2S ; 0,412 объема H^2 и 1 объемъ O^2 , что дастъ въ процентахъ:

$$H^2S = 52,93\%; H^2 = 13,73\%; O^2 = 33,33\% .$$

Объемъ газовъ находится слѣдующимъ образомъ:

1 амперъ выдѣляетъ въ 1 часъ кислорода:

$$0,00001035 \times 8 \times 60 \times 60 = 0,29808 \text{ гр.}$$

742,5 амперъ выдѣлятъ въ часъ:

$$0,29808 \times 742,5 = 221,3 \text{ гр. } O^2,$$

что при O^2 и давленіи въ 760 мм. дасть:

$$221,3/1,44 = 153,7 \text{ литр. } O^2.$$

Весь же объемъ газовъ будетъ очевидно втрое больше (33,33% O^2), т. е. 461 литръ или 0,461 куб. м.

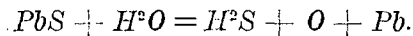
При 20° этотъ объемъ будетъ:

$$0,461 = \frac{273 + 20}{273} = 0,495 \text{ куб. м.}$$

3) Вольтажъ при сопротивленіи въ 0,001 омъ:

$$0,001 \times 742,5 = 0,74 \text{ вольта.}$$

Химическая реакція поглотитъ тепла:



$$-20.300 - 69.000 + 4.800 = -84.500 \text{ Cal.}$$

или на 1 эквивалентъ:—42.250 Cal.

что соотвѣтствуетъ вольтажу:

$$\frac{42.250}{23.040} = 1,83 \text{ вольтъ.}$$

Общій вольтажъ будетъ:

$$1,83 + 0,74 = 2,57 \text{ вольтъ,}$$

4) Если бы выдѣлялся одинъ водородъ, то вольтажъ былъ бы:

$$\frac{69.000}{2 \times 23.040} = 1,49 \text{ вольтъ,}$$

а всего:

$$1,49 + 0,74 = 2,23 \text{ вольтъ.}$$

5) При 79,4% H^2S и 20,6% H^2 вольтажъ будетъ:

$$(1,83 \times 0,794) + (1,49 \times 0,206) = 1,76 \text{ вольтъ,}$$

а всего:

$$1,76 - 0,74 = 2,50 \text{ вольтъ.}$$

Вольтажъ могъ бы быть найденъ и изъ слѣдующей формулы:

$$\frac{(42.250 \times 0,794) + (34.500 \times 0,206)}{23.040} = 1,76 \text{ вольтъ.}$$

б) Калориѣческая способность 1 кв. м. газовъ будетъ:

$$H^2S \quad . \quad . \quad . \quad 0,5293 \times 5.513 = 2.918 \text{ Cal.}$$

$$H^2 \quad . \quad . \quad . \quad 0,1373 \times 2.614 = 359 \text{ »}$$

$$\text{Итого} \quad . \quad . \quad 3277 \text{ Cal.}$$

Для объема газовъ, выдѣлившихся за 1 часъ, это дастъ:

$$3277 \times 0,461 = 1511 \text{ Cal.}$$

Переведа это въ ватты (при 100% использованія):

$$1511,0,860 = 1757 \text{ ваттъ.}$$

Въ дѣйствительности электрическая энергія есть:

$$742,5 \times 2,50 = 1856 \text{ ваттъ.}$$

Искомое процентное отношеніе будетъ:

$$100 \times \frac{1757}{1856} = 95\%.$$

З А Д А Ч А № 26.

Свинцовые слитки, рафинируемые въ процессѣ Betts'a, содержали 97% *Pb*. Толщина анодовъ 38 м/м. и вѣсъ ихъ съ подвѣсками = 125 *kg*. Продолжительность операціи 9 дней. Сила тока 135 амп. на пластину поверхностью въ 11.000 кв. см. Разстояніе отъ анода до катока 3 см., сопротивляемость электролита = 10 омъ (на 1 кв. см.). Въ каждомъ чанѣ 22 анода и 23 катода. Средняя суточная производительность 250 *kg*. *Pb*. Стоимость 1 годовой электрической лошади (736 ваттъ)—50 долларовъ. Потеря вольтажа въ контактахъ 0,15 вольтъ; удѣльный вѣсъ чистаго свинца 11,35.

ТРЕБУЕТСЯ ОПРЕДѢЛИТЬ: 1) Вѣсъ теоретически осажденнаго за день свинца.

2) Коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока.

3) Вольтажъ.

- 4) Остаточный вѣсъ анодовъ черезъ 9 дней.
- 5) Толщину осажденнаго за день слоя на катодѣ.
- 6) Стоимость энергіи на 1 тонну нечистаго свинца.

Рѣшеніе: 1 амперъ осадить за сутки свинца (теоретически):

$$0,00001035 \times 103,5 \times 60 \times 60 \times 24 = 92,55 \text{ gr.}$$

На каждый анодъ это составитъ:

$$0,09255 \times 135 = 12,5 \text{ kgr.}$$

а на 1 чанъ

$$12,5 \times 22 = 275 \text{ kgr. вѣ сутки.}$$

- 2) Коэффициентъ полезнаго дѣйствія:

$$100 \times \frac{250}{275} = 91\%.$$

- 3) Поверхностная плотность тока:

$$135/11.000 = 0,0123.$$

При сопротивляемости электролита въ 10 омъ и разстояніи между электродами въ 3 см. это дастъ для вольтажа:

$$10 \times 3 \times 0,0123 = 0,37 \text{ вольтъ.}$$

Прибавивъ сюда 0,15 вольтъ, потери въ контактахъ, это дастъ всего:

$$0,52 \text{ вольтъ.}$$

- 4) За 9 дней 1 анодъ дастъ *Pb*:

$$\frac{250 \times 9}{22} = 102 \text{ kgr.}$$

Общая потеря въ вѣсѣ (при отпаденіи шлама) будетъ:

$$\frac{102}{0,97} = 105 \text{ kgr.}$$

Остаточный вѣсъ анодовъ (черезъ 9 дней) будетъ:

$$125 - 105 = 20 \text{ kgr.}$$

Что дастъ въ процентахъ первоначальнаго вѣса:

$$100 \times \frac{20}{125} = 16\%$$

5) Вѣсъ *Pb*, осажденнаго за сутки по одну сторону катода, будетъ:

$$\frac{250}{44} = 5,68 \text{ kgr.}$$

Площадь катода съ одной стороны = 5500 кв. см. На 1 кв. см. вѣсъ осадка будетъ:

$$\frac{5680}{5500} = 1,03 \text{ gr.}$$

объемъ этого осадка:

$$\frac{1,03}{11,35} = 0,091 \text{ куб. см.}$$

Толщина слоя будетъ слѣдовательно

$$0,91 \text{ м./м. за сутки.}$$

6) Вѣсъ нечистаго свинца рафинированнаго за сутки въ 1 чанѣ:

$$\frac{250}{0,97} = 258 \text{ kgr.}$$

Израсходовано энергіи:

$$135 \times 22 \times 0,52 = 1544 \text{ ваттъ.}$$

Въ лошадиныхъ силахъ это составитъ:

$$\frac{1544}{736} = 2,1.$$

Стоимость энергіи за годъ

$$2,1 \times 50 = 105 \text{ долларовъ,}$$

а за сутки:

$$\frac{105}{365} = 0,29 \text{ долл.}$$

На 1 тонну нечистаго свинца стоимость энергіи будетъ:

$$\frac{0,29}{0,258} = 1,12 \text{ долл.}$$

Г Л А В А III.

Металлургія серебра и золота.

Такъ какъ серебро или золото составляютъ лишь незначительную часть другихъ рудъ, на примѣръ мѣдныхъ или свинцовыхъ, металлургію коихъ мы изучили, то расчеты, связанные съ этими благородными металлами, имѣютъ значеніе лишь тогда, когда мы постепенно дошли до почти чистаго продукта, при чемъ здѣсь вопросъ объ экономіи топлива играетъ совершенно второстепенную роль. Изъ способовъ рафинированія слитковъ, содержащихъ благородные металлы, самымъ практичнымъ, безъ сомнѣнія, является электролитическій, при чемъ составъ слитковъ весьма различенъ. Въ случаѣ малаго присутствія постороннихъ тѣлъ, какъ на примѣръ *Cu* и *Pb*, очистка идетъ быстрѣе и легче, но зато въ этомъ случаѣ расходъ электрической энергіи больше, т. к. присутствіе *Cu* и *Pb* создаетъ электродвижущую силу.

З А Д А Ч А № 27.

Электролитическому рафинированію подвергаются два слитка: № 1 и № 2, анализъ коихъ слѣдующій:

	№ 1.	№ 2.
<i>Ag</i>	98,69 ^o / _o	74,08 ^o / _o
<i>Pb</i>	1,09	3,71
<i>Cu</i>	0,12	20,23
<i>Fe</i>	0,09	1,01
<i>Au</i>	0,01	0,05

Соотвѣтственный анализъ полученныхъ шламовъ далъ:

	№ 1.	№ 2.
<i>Ag</i>	60 ^o / _o	55 ^o / _o
<i>Pb</i>	10	5
<i>Cu</i>	5	15
<i>Fe</i>	3	5
<i>Au</i>	22	20

Въ обоихъ случаяхъ все золото перешло въ шламъ. Поверхностная плотность тока 200 амперъ съ квадратнаго метра. Толщина пластинокъ 2 см. Удѣльный вѣсъ № 1—10,15, № 2—9,79. Остатки анода составляютъ 12% вѣса пластинокъ. Рабочее пространство между электродами около 4 см. Сила тока на чанъ: 220 амперъ, сопротивляемость электролита 20 омъ. Осажденнаго за сутки серебра 19,85 kgr. на чанъ.

ТРЕБУЕТСЯ: 1) Коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока за сутки.

2) Вѣсъ разъѣденной за сутки части анода.

3) Убываніе въ содержаніи серебра въ электролитѣ за сутки въ чанѣ.

4) Электродвижущая сила, сообщенная присутствующими посторонними тѣлами.

5) Общій вольтажъ въ чанѣ, считая 10% на потери въ контактахъ.

6) Количество лошадиныхъ силъ-часовъ на 1 kgr. серебра.

Рѣшеніе: 1) Теоретически 1 амперъ выдѣлить за сутки серебра:

$$0,00001035 \times 108 \times 60 \times 60 \times 24 = 96,58 \text{ gr.}$$

220 амперъ выдѣлять:

$$220 \times 0,09658 = 21,248 \text{ kgr.}$$

Коэффициентъ полезнаго дѣйствія тока въ процентахъ:

$$100 \times 19,85/21,248 = 93,4\%$$

Остальные 6,6% *Ag* остаются въ электролитѣ подъ видомъ *AgNO₃* благодаря присутствію (около 1%) свободной азотной кислоты. Электролитъ состоитъ изъ раствора азотнокислыхъ серебра и мѣди.

2) Если все золото перейдетъ въ шламъ, то мы будемъ имѣть на 100 gr. раствореннаго анода:

для № 1

	Анодъ.	Шламъ.	Растворено.
<i>Ag</i> . . .	98,69	0,03	98,66
<i>Pb</i> . . .	1,09	—	1,09
<i>Cu</i> . . .	0,12	—	0,12
<i>Fe</i> . . .	0,09	—	0,09
<i>Au</i> . . .	0,01	0,01	—

для № 2

	Анодъ.	Шламъ.	Растворено.
<i>Ag</i> . . .	74,08	0,14	77,94
<i>Pb</i> . . .	3,71	0,01	3,70
<i>Cu</i> . . .	20,23	0,04	20,19
<i>Fe</i> . . .	1,01	0,01	1,00
<i>Au</i> . . .	0,05	0,05	—

Количество потребнаго тока, въ амперъ-часахъ, для растворенія приведенныхъ выше количествъ различныхъ составныхъ частей, будетъ:

для № 1

<i>Ag</i> . . .	$98,66/0,001118 \times 3600 = 24,51$	Амп.-час.
<i>Pb</i> . . .	$1,09/0,00107 \times 3600 = 0,28$	»
<i>Cu</i> . . .	$0,12/0,00033 \times 3600 = 0,12$	»
<i>Fe</i> . . .	$0,09/0,00029 \times 3600 = 0,09$	»

Итого . . . 25,00 Амп.-час.

для № 2

<i>Ag</i> . . .	$77,94/0,001118 \times 3600 = 19,36$	Амп.-час.
<i>Pb</i> . . .	$3,70/0,00107 \times 3600 = 0,96$	»
<i>Cu</i> . . .	$20,19/0,00033 \times 3600 = 17,04$	»
<i>Fe</i> . . .	$1,00/0,00029 \times 3600 = 0,96$	»

Итого . . . 38,32 Амп.-час.

На каждый чанъ въ сутки приходится:

$$220 \times 24 = 5280 \text{ Амп.-час.},$$

слѣдовательно, растворенный вѣсъ анодовъ будетъ:

$$\text{для № 1 . . . } \frac{100}{100} \times 5280/25 = 21.120 \text{ gr.}$$

$$\text{для № 2 . . . } \frac{100}{100} \times 5280/38,32 = 13.779 \text{ gr.}$$

3) Количество раствореннаго изъ анодовъ серебра за сутки будетъ:

$$\text{для № 1 . . . } 21.120 \times 0,9866 = 20.837 \text{ gr. } Ag$$

$$\text{для № 2 . . . } 13.779 \times 0,7794 = 10.739 \text{ gr. } Ag$$

А т. к. всего въ обоихъ случаяхъ осаждено на чанъ:

$$19,850 \text{ kgr. } Ag$$

то въ первомъ случаѣ перейдетъ въ растворъ:

$$20.837 - 19.850 = 987 \text{ gr. } Ag,$$

а во второмъ случаѣ изъ раствора выдѣлится:

$$19.850 - 10.739 = 9.111 \text{ gr. } Ag.$$

4) Теплоты образованія различныхъ тѣлъ, принимающихъ участіе въ электролизѣ, будутъ: $m \int - 20$

(Ag, N, O^3, Ag)	$= 23.000 \text{ Cal.} =$	$213 \text{ Cal. на } 1 \text{ gr. } Ag$
(Pb, N^2, O^0, Ag)	$= 98.000 \text{ »} =$	$474 \text{ »} \text{ »} \text{ } Pb$
(Cu, N^2, O^6, Ag)	$= 81.300 \text{ »} =$	$1278 \text{ »} \text{ »} \text{ } Cu$
(Fe, N^2, O^6, Ag)	$= 43.900 \text{ »} =$	$784 \text{ »} \text{ »} \text{ } Fe$
(H, N, O^3, Ag)	$= 48.800 \text{ »} =$	$48.800 \text{ »} \text{ »} \text{ } H$

Тепловой балансъ на 100 гр. анода № 1 будетъ:

Раствореніе Ag	. . .	$98,66 \times 213 =$	21.015 Cal.
» Pb	. . .	$1,09 \times 474 =$	517 »
» Cu	. . .	$0,12 \times 1278 =$	153 »
» Fe	. . .	$0,09 \times 784 =$	71 »

Итого выдѣлится тепла . . . 21.756 Cal.

Осажденіе Ag	. . .	$93,99 \times 213 =$	20.020 Cal.
Выдѣленіе H^2	. . .	$0,06 \times 48.800 =$	2.928 »

Итого поглотится тепла . . . 22.948 Cal.

Слѣдовательно недостатокъ тепла:

$$22.948 - 21.756 = 1.192 \text{ Cal.}$$

Такъ какъ 1 амперъ-часъ при 1 вольтѣ соотвѣтствуетъ 860 Cal., а у насъ имѣется 25 амп.-час., то недостатокъ тепла соотвѣтствуетъ:

$$\frac{1192}{25 \times 860} = 0,06 \text{ вольтамъ.}$$

Подобное вышеприведенному, вычисленіе для № 2 дастъ:

Раствореніе Ag	. . .	$77,94 \times 213 =$	16.601 Cal.
» Pb	. . .	$3,70 \times 474 =$	1.754 »
» Cu	. . .	$20,19 \times 1278 =$	25.803 »
» Fe	. . .	$1,00 \times 784 =$	784 »

Итого выдѣлится тепла . . . 44.942 Cal.

Осаждение Ag	$98,11 \times 213 = 20.897$	Cal.
Выдѣленіе H^2	$0,064 \times 48.800 = 2.928$	»
Итого поглотится тепла		<u>23.825</u> Cal.

Избытокъ тепла 21.117 Cal.
 чему соотвѣтствуютъ 0,98 вольтъ.

5) Вольтажъ, соотвѣтствующій сопротивленію электролита, будетъ:

$$\frac{220 \times 20 \times 4}{10.000} = 1,76 \text{ вольтъ.}$$

Прибавляя 10% на потери въ контактахъ, это дастъ:

$$1,76 + 0,18 = 1,94 \text{ вольтъ.}$$

Для № 1, кромѣ того, нужно прибавить еще 0,06 вольтъ, такъ что общій вольтажъ будетъ = 2 вольтамъ.

Для случая же № 2 изъ 1,94 вольта надо вычесть 0,98 вольта, что дастъ всего 0,96 вольта.

б) Количество потребныхъ лошадиныхъ силъ на чанъ будетъ:

для № 1.	$\frac{220 \times 2}{736} = 0,59$	л. с.
для № 2.	$\frac{220 \times 0,96}{736} = 0,28$	л. с.

На 1 kgr. осажденного серебра это составитъ:

для № 1.	$\frac{0,59}{19,85} = 0,020$	л. с.-дней
	или = 0,48	л. с.-часовъ.
для № 2.	$\frac{0,28}{19,85} = 0,014$	л. с.-дней
	или = 0,34	л. с.-часовъ.

З А Д А Ч А № 28.

Въ процессѣ Wohlwill для рафинирования золота электролитъ содержитъ $AuCl^3$ съ большимъ избыткомъ HCl . Требуется спроектировать установку для рафинирования слитковъ, содержащихъ: $Au = 60,3\%$; $Ag = 7,0\%$; $Cu = 6,5\%$; $Zn = 15,0\%$; $Fe = 2,2\%$; $Ni = 2,0\%$; $Pb = 7,0\%$

Къ руководству примемъ слѣдующія соображенія:

Поверхностная сила тока 1000 амперъ на 1 кв. метръ.

Послѣдовательно расположены 10 чановъ. Размѣръ каждого чана:

500 мм. \times 500 мм. \times 300 мм. глубины.

Разстояніе между электродами около 4 см.

Толщина начальной пластинки = 1 м./м.

Толщина анодовъ = 20 м./м.

Удѣльный вѣсъ анодовъ = 17,5.

Золота въ растворѣ 50 гр. на 1 литръ.

Сопротивляемость электролита = 5 омъ.

Удѣльный вѣсъ электролита = 1,15.

Потеря вольтажа въ контактахъ = половинѣ потери отъ сопротивленія раствора.

Анодные продукты: $AuCl^3$, $AgCl$, $CuCl$, $ZnCl^2$, $FeCl^2$, $NiCl^2$, $PbCl^2$.

Требуется:

- 1) Размѣры электродовъ и ихъ число въ каждомъ чанѣ.
- 2) Сила тока и общій вольтажъ.
- 3) Количество осажденнаго за сутки золота.
- 4) Уменьшеніе въ вѣсѣ анодовъ при равномѣрномъ развѣданіи.
- 5) Убыль въ вѣсѣ золота въ электролитѣ за сутки.

Рѣшеніе.

1) За ширину пластинки мы примемъ 48 см., она должна не доходить до дна сосуда сантиметровъ на 8, чтобы оставить мѣсто для образующихся шламовъ, кромѣ того жидкость должна быть отъ края сосуда сантиметра на 2, такимъ образомъ для высоты погруженной части пластинки остается 20 см., а для площади 960 кв. см. съ каждой стороны.

Назовемъ черезъ x число анодовъ толщиною въ 2 см., тогда число катодовъ будетъ $(x + 1)$ (съ толщиною въ 0,1 см.), а число пространствъ между электродами — $2x$ (шириною, по заданію, около 4 см.). Такъ какъ длина чана = 50 см., то для опредѣленія x мы будемъ имѣть уравненіе:

$$2x + 0,1(x + 1) + 8x = 50$$

откуда:

$$x = 4,9$$

возьмемъ для числа анодовъ ближайшее цѣлое число, т. е. 5, катодовъ будетъ: 6, и назвавъ черезъ y разстояніе между электродами мы получимъ для опредѣленія y уравненіе:

$$2 \times 5 + 0,1 \times 6 + 10y = 50$$

откуда:

$$y = 3,94 \text{ см.}$$

2) Общая рабочая поверхность анодовъ въ чанѣ будетъ:

$$960 \times 2 \times 5/10.000 = 0,96 \text{ кв. м.}$$

слѣдовательно, при поверхностной плотности тока въ 1000 амперъ съ 1 кв. м., сила тока будетъ 960 амперъ.

Вольтажъ для преодоленія сопротивленія электролита долженъ быть:

$$5 \times 3,94 \times 0,1 = 1,97 \text{ вольтъ.}$$

Если увеличить это число на 50⁰/₀ для потерь въ контактахъ, то мы получимъ: 2,95 вольтъ.

Вольтажъ, получаемый отъ химическихъ реакцій электролиза, вычисляется изъ теплотъ образованія различныхъ солей:

$$\begin{aligned} (Au, Cl^3) &= \frac{27.200}{3 \times 23.040} = 0,393 \text{ вольтъ.} \\ (Ag, Cl) &= \frac{29.000}{23.040} = 1,257 \text{ »} \\ (Cu, Cl) &= \frac{35.400}{23.040} = 1,536 \text{ »} \\ (Zn, Cl^2) &= \frac{113.000}{2 \times 23.040} = 2,448 \text{ »} \\ (Fe, Cl^2) &= \frac{100.100}{2 \times 23.040} = 2,170 \text{ »} \\ (Ni, Cl^2) &= \frac{93.900}{2 \times 23.040} = 2,037 \text{ »} \\ (Pb, Cl^2) &= \frac{77.900}{2 \times 23.040} = 1,690 \text{ »} \end{aligned}$$

На основаніи состава анода, мы можемъ вычислить вольтажъ, соотвѣтствующій его растворенію:

$$\begin{aligned} Au &. . . 0,603 \times 0,393 = 0,237 \text{ вольтъ.} \\ Ag &. . . 0,070 \times 1,257 = 0,088 \text{ »} \\ Cu &. . . 0,065 \times 1,536 = 0,101 \text{ »} \\ Zn &. . . 0,150 \times 2,448 = 0,367 \text{ »} \\ Fe &. . . 0,022 \times 2,170 = 0,048 \text{ »} \\ Ni &. . . 0,020 \times 2,037 = 0,041 \text{ »} \\ Pb &. . . 0,070 \times 1,690 = 0,118 \text{ »} \end{aligned}$$

Итого . 1,000 вольтъ.

У катода поглотится 0,393 вольтъ.

Выдѣлится: 0,607 вольтъ.

Слѣдовательно на 1 чанъ требуется:

$$2,95 - 0,61 = 2,34 \text{ вольтъ}$$

$$\text{а на всѣ 10:} - 23,4 \text{ вольтъ.}$$

3) Количество золота осажденнаго за сутки будетъ:

$$0,00001035 \times \frac{197}{3} \times 60 \times 60 \times 24 \times 960 \times 10 = 563.729 \text{ gr.}$$

4) На 1 gr. анода требуется тока:

<i>Au</i> . . .	$\frac{0,603}{3 \times 197 \times 0,00001035}$	
<i>Ag</i> . . .	$\frac{0,070}{108 \times 0,00001035}$	
<i>Cu</i> . . .	$\frac{0,065}{63,6 \times 0,00001035}$	
<i>Zn</i> . . .	$\frac{0,150}{2 \times 65 \times 0,00001035}$	
<i>Fe</i> . . .	$\frac{0,022}{2 \times 56 \times 0,00001035}$	
<i>Ni</i> . . .	$\frac{0,020}{2 \times 59 \times 0,00001035}$	
<i>Pb</i> . . .	$\frac{0,070}{2 \times 207 \times 0,00001035}$	
Итого . . .	$\frac{0,01703}{0,00001035}$	= 1645 амп. сек.

За сутки проходить тока:

$$960 \times 60 \times 60 \times 24 \times 10 = 829.440.000 \text{ амп. сек.}$$

Количество раствореннаго за сутки анода:

$$\frac{829.440.000}{1645} = 504.220 \text{ gr.}$$

5) За сутки количество раствореннаго изъ анода золота будетъ:

$$504,220 \times 0,603 = 304,045 \text{ kgr.}$$

а такъ какъ всего токъ осадить за сутки; 563,729 kgr., то слѣдовательно уменьшеніе содержанія золота въ электролитѣ за сутки будетъ:

$$563,729 - 304,045 = 259,684 \text{ kgr.}$$

Испаряемость золота и серебра.

Подобно тому какъ для свинца была составлена таблица давленія его паровъ, при разныхъ температурахъ, по сравненію съ ртутью,

можно вычислить аналогичную таблицу и для паровъ золота и серебра. Конечно, подобная таблица не можетъ претендовать на точность, но все же она даетъ нѣкоторое понятіе о порядкѣ величинъ.

Давленіе въ м/м. <i>Hg</i>	Темп. С° для ртути.	Для свинца.	Для серебра.	Для золота.
0,0002	0	625	729	942
0,0005	10	658	766	987
0,0013	20	691	802	1031
0,0029	30	724	839	1075
0,0063	40	757	876	1120
0,013	50	790	913	1165
0,026	60	822	949	1209
0,050	70	855	986	1254
0,093	80	888	1023	1298
0,165	90	921	1059	1343
0,285	100	954	1096	1387
0,478	110	987	1133	1432
0,779	120	1020	1169	1476
1,24	130	1053	1206	1520
1,93	140	1086	1243	1565
2,93	150	1119	1280	1611
4,38	160	1151	1316	1654
6,41	170	1184	1353	1699
9,23	180	1217	1390	1743
14,84	190	1250	1427	1788
19,90	200	1283	1463	1832
26,35	210	1316	1500	1877
34,70	220	1349	1537	1921
45,35	230	1382	1574	1965
58,82	240	1415	1610	2010
75,70	250	1448	1647	2055
96,73	260	1480	1684	2099
123	270	1513	1720	2144
155	280	1546	1757	2188
195	290	1579	1794	2233
242	300	1612	1830	2277
300	310	1645	1867	2322
369	320	1678	1904	2366
451	330	1711	1941	2410
548	340	1744	1977	2455
663	350	1777	2014	2500
760	357	1800	2040	2530

Замѣтимъ, что въ безвоздушномъ пространствѣ давленіе паровъ ртути = 9,23 мм., при 180°С, соотвѣтствуетъ точкѣ кипѣнія; для свинца, по нѣкоторымъ наблюденіямъ, соотвѣтствующая температурѣ кипѣнія = 1250° (вмѣсто 1217°) для серебра—1360° (вмѣсто 1390°), а для золота—1800° (вмѣсто 1743°), какъ видимъ, разногласіе не велико.

Продолжимъ таблицу для давленій выше атмосфернаго:

Давленіе въ атмосферахъ.	Температ. С° для ртути.	для свинца.	для серебра.	для золота.
1,0	357°	1800°	2040°	2530°
2,1	400	1951	2197	2722
4,25	450	2116	2380	2945
8	500	2280	2564	3167
13,8	550	2445	2747	3390
22,3	600	2609	2931	3612
34,0	650	2774	3114	3835
50	700	2938	3298	4057
72	750	3103	3481	4280
102	800	3267	3665	4502
137,5	850	3436	3848	4725
162	880	3525	3958	4858

Примѣръ: Вычислить вѣсъ паровъ серебра въ 1 куб. м. газовъ при 1100°С.

Изъ таблицы мы видимъ, что давленіе паровъ серебра будетъ около 0,28 мм. столба ртути.

Теоретическій вѣсъ 1 куб. м. паровъ серебра при атмосферномъ давленіи (760) и 0° будетъ:

$$\frac{108}{22,22} = 4,86 \text{ kgr.}$$

а при условіяхъ заданія, вѣсъ 1 куб. м. будетъ:

$$4,86 \times \frac{273}{1100 + 273} \times \frac{0,28}{760} = 0,0035 \text{ kgr.} = 3,5 \text{ gr.}$$

при маломъ содержаніи серебра, какъ напримѣръ въ мѣди, подвергаемой бессемерованію, процентъ потери серебра можетъ достигнуть 30%.

Теплоемкость 1 куб. м. паровъ металла (при 760 мм. и 0°)—0,225.

Скрытая теплота испаренія, вычисленная по правилу, изложенному въ части I (общей), будетъ:

<i>Ag</i>	23(2040 + 273) = 53.200 Cal.	для 108 kgr.
	или = 493	» » 1 »
<i>Au</i>	23(2530 + 273) = 64.470	» » 197 »
	или = 327	» » 1 »

ГЛАВА IV.

Металлургія цинка

(со включеніемъ Кадмія и Ртути).

Главная цинковая руда это цинковая обманка, ZnS ; при умѣренномъ жарѣ она нелетуча и легко обжигается въ окись, ZnO обжигъ ведется въ особыхъ печахъ съ механическимъ перемѣшиваніемъ руды, т. к. руда непориста и должна быть хорошо измельчена, вообще же обжигъ подвигается медленно. Обожженную руду, по преимуществу ZnO , смѣшиваютъ съ избыткомъ углерода и нагрѣваютъ въ закрытыхъ ретортахъ изъ огнеупорной глины съ приспособленіемъ для конденсаціи паровъ цинка, начинающихся появляться при 1.033° и образующихся быстро между 1.200 и 1.300° , обычной температурой этихъ печей. Пары цинка и окись углерода попадаютъ въ конденсаторъ, гдѣ Zn осаждается въ видѣ мелкой пыли и капель. Съ цинкомъ дистиллируется, имѣющийся въ рудѣ кадмій и немного свинца, давая главную примѣсь. Иногда въ конденсатѣ присутствуетъ мышьякъ, туда же можетъ попасть немного желѣза отъ ложекъ и формъ въ которыхъ цинкъ можетъ быть разлитъ.

Расчеты могутъ быть примѣнены къ операціямъ обжига, возстановленія углеродомъ, конденсаціи паровъ, а также къ возможнымъ процессамъ: доменному, электрическому возстаиовленію, электролитической добычѣ и рафинированію.

Обжигъ цинковой обманки.

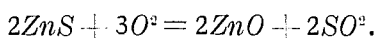
Передъ обжигомъ сырую руду дробятъ и концентрируютъ. Въ чистомъ ZnS содержится 67% Zn и 33% S , удѣльный вѣсъ = 3,9, имѣются спайныя плоскости, благодаря чему дробленіе легкое и получается много мелочи или шламовъ. Въ уѣздѣ Jorlin штата Миссури, откуда добывается большая часть американской цинковой руды, въ среднемъ руда содержитъ $4,3\%$ Zn , соотвѣтствующихъ $6,4\%$ ZnS ; концентраціей руда доводится до содержанія 60% Zn (90% ZnS), при

чемъ 70% всего цинка находится въ концентратѣ, а остальные 30% Zn разбросаны въ остаткѣ (содержащемъ 1,35% Zn , т. е. 2% ZnS). Вѣсъ концентратовъ составляетъ около $\frac{1}{20}$ первоначальнаго вѣса руды. По сообщенію Ingalls стоимость дробленія и концентраціи отъ 20 до 40 центовъ на 1 тонну сырой руды.

Средній составъ концентратовъ слѣдующій:

<i>Zn</i>	60%	(т. е. 90% ZnS)
<i>Fe</i>	2	» (т. е. 3% FeS)
<i>S</i>	31	»
<i>Si</i>	7	»
<hr/>			
Итого	100%	

ZnS начинаетъ окисляться на воздухѣ при темно-красномъ жарѣ, а затѣмъ, при достаточномъ притокѣ воздуха, реакція окисленія идетъ быстро съ большимъ выдѣленіемъ тепла и соотвѣтствующемъ повышеніемъ температуры.



Ingalls цитируетъ Hollaway, какъ дающаго для температуры реакціи 1992°. Мы займемся этимъ вопросомъ имѣющимъ большое значеніе для обжига.

З А Д А Ч А № 29.

Чистая цинковая обманка, ZnS , обжигается.

Для начала предположимъ температуру въ 600°, сообщенную ZnS и достаточный притокъ воздуха для быстрого обжига, съ соотвѣтственнымъ повышеніемъ температуры, причемъ допустимъ, что SO^2 не образуется.

Намъ извѣстны слѣдующія данныя:

	$(Zn, S) = 43.000$	Cal.
	$(Zn, O) = 84.000$	»
	$(S, O^2) = 69.260$	»
<i>Sm</i>	$ZnS = 0,120$	+ 0,00003 <i>t</i>
<i>Sm</i>	$ZnO = 0,1212$	+ 0,0000315 <i>t</i>
<i>Sm</i> (1 ³ <i>m</i>)	$SO^2 = 0,36$	+ 0,0003 <i>t</i>
<i>Sm</i> (1 ³ <i>m</i>)	$O^2, N^2 = 0,303$	+ 0,000027 <i>t</i>

Требуется: 1) Теоретическая температура реакціи въ началѣ процесса при теоретически потребномъ количествѣ воздуха.

2) Температуру, при томъ же предположеніи, въ моментъ достиженія максимума.

3) Тоже, допуская что на 3 части использованнаго кислорода воздуха имѣется 1 часть избытка.

4) Тоже, если на 1 часть O^2 имѣется 1 часть избытка.

5) Тоже, если объемный анализъ газовъ дастъ лишь $5\% SO^2$.

Рѣшеніе: 1) Притокъ тепла:

Отъ образованія ZnO	84.800 Cal.
» » SO^2	69.260 »
	Итого 154.060 Cal.

Расходъ тепла:

Отъ разложенія ZnS	43.000 Cal.
	Выдѣленіе тепла. 111.060 Cal.

Это выдѣленіе тепла въ 111.060 Cal. относится къ молекулярнымъ вѣсамъ и объемамъ реагирующихъ тѣлъ, т. е.: къ разложенію 97 kgr. ZnS съ образованіемъ 81 kgr. ZnO и 64 kgr. SO^2 (или 22,22 куб. м.), причеъ теоретически требуется 48 kgr. O^2 съ сопутствующими 160 kgr. N^2 (или 127 куб. м.).

Мы имѣемъ:

Теплота въ 97 kgr. ZnS при $600^0 =$	8.032 Cal.
Въ продуктахъ реакціи	= 111.060 »
	Итого = 119.092 Cal.

Теплоемкость продуктовъ будетъ:

81 kgr. ZnO	9,8172 + 0,002552t
22,22 куб. м. SO^2	8,0000 + 0,006667t
127 куб. м. N^2	38,4810 + 0,003429t
	Итого 56,2982 + 0,012648t

Теоретическая температура въ началѣ процесса опредѣлится изъ уравненія:

$$t = \frac{119.092}{56,2982 + 0,012648t} = 1565^0.$$

2) Когда реакція подвинется впередъ и повыситъ температуру 97 kgr. ZnS до t^0 , числитель предыдущей дроби будетъ:

$$111.060 + 11,24t + 0,00291t^2$$

и искомая максимальная температура будетъ: 1780^0 .

3) При избыткѣ кислорода въ $\frac{18}{3} = 16$ kgr., чему соотвѣтствуютъ 53,4 кб. м. избытка воздуха, знаменатель увеличится на

$$16,1903 + 0,001443 t$$

и t получится изъ уравненія:

$$t = \frac{111,060 + 11,24t + 0,00291t^2}{72,4885 + 0,014091t} = 1437^{\circ}.$$

4) Для опредѣленія t будемъ имѣть:

$$t = \frac{111,060 + 11,24t + 0,00291t^2}{104,8691 + 0,016977t} = 1027^{\circ}.$$

5) При 5% SO^2 въ газахъ объемъ ихъ будетъ:

$$\frac{22,22}{0,05} = 444,4 \text{ кб. м.}$$

что дастъ для объема избыточнаго воздуха

$$444,4 - 22,2 - 127 = 295,2 \text{ кб. м.}$$

съ теплоемкостью:

$$89,4456 + 0,007970 t$$

что дастъ для опредѣленія t уравненіе:

$$t = \frac{111,060 + 11,24t + 0,00291t^2}{145,7438 + 0,024947t} = 731^{\circ}.$$

Изъ вышеизложеннаго слѣдуетъ, что обжигъ можетъ автоматически подвигаться впередъ, конечно для этого нужны подходящія условія, ускоряющія реакцію окисленія.

З А Д А Ч А № 30.

Концентратъ цинковой обманки содержащій 90% ZnS ; 3% FeS и 7% SiO^2 обжигаются 30% по вѣсу угля слѣдующаго состава: 75% C ; 5% H ; 8% O ; 1% S ; 11% золы.

При этомъ остается 2,6% ZnS (на 100 частей, полученной, обожженной руды) не разложенными. FeS переходитъ въ Fe^2O^3 . Въ газахъ содержится 2% SO^2 , ихъ температура—300°. Продукты удаляются при 1000°. Суточная производительность—20 тоннъ.

- Требуется: 1) Составъ обожженной руды.
- 2) Теплота выдѣленная окисленіемъ 1 тонны руды.
- 3) Теплота сообщенная углемъ.
- 4) Теплота уносимая продуктами.
- 5) Теплота уносимая газами.
- 6) Тепловой балансъ.
- 7) Потеря отъ излученія и проч. въ 1 часъ.

Рѣшеніе: Назовемъ черезъ x вѣсъ неразложившагося ZnS . Тогда, по условію задачи, вѣсъ обожженной руды будетъ:

$$\frac{x}{0,026}$$

Опредѣлимъ этотъ вѣсъ (выраженный черезъ x) еще другимъ способомъ.

Вѣсъ окисленнаго ZnS на 100 руды = $90 - x$.

» образовавшагося $ZnO = (90 - x) \times \frac{81}{97} = 75,2 - 0,835x$

» « « $Fe^2O^3 = 3 \times \frac{160}{176} = 2,7$

» остающагося $SiO^2 7,0$

Слѣдовательно, вѣсъ полученной обожженной руды:

$$75,2 - 0,835x + 2,7 + 7,0 = 84,9 - 0,835x = \frac{x}{0,026}$$

Отсюда получимъ: $x = 2,2$

Составъ обожженной руды (на 100 частей сырой) будетъ:

$ZnS = 2,2$	$= 2,6\%$
$ZnO = 73,4$	$= 86,1 \text{ »}$
$Fe^2O^3 = 2,7$	$= 3,1 \text{ »}$
$SiO^2 = 7,0$	$= 8,2 \text{ »}$
Итого . . 85,3	100,0%

Содержаніе цинка будетъ:

$$100 \times \frac{60}{85,3} = 70,3\%$$

2) На 1 тонну руды будетъ окислено ZnS :

$$1000 (0,9 - 0,022) = 878 \text{ кгт.}$$

Намъ извѣстно, по предыдущей задачѣ, что при окисленіи 97 kgr. ZnS выдѣлится 111.060 Cal., на 1 kgr. ZnS это составитъ 1.145 Cal., а на 878 kgr. ZnS 1.005.310 Cal.

3) Вычислимъ теплотворную способность нашего угля:

C сгорая въ CO^2 даетъ: $0,75 \times 8100 = 6075$ Cal.

Свободнаго водорода: $0,05 - \frac{0,08}{8} = 0,04$.

H сгорая въ H^2O (съ конденсаціей):

$$0,04 \times 34.500 = 1.380 \text{ Cal.}$$

Образовавшейся воды:

$$0,05 \times 9 = 0,45.$$

Скрытая теплота испаренія:

$$0,45 \times 606,5 = 273 \text{ Cal.}$$

Теплотворная способность 1 kgr. угля:

$$6075 + 1380 - 273 = 7.182 \text{ Cal.}$$

Угля сожжено 30% отъ 1000 kgr. т. е. 300 kgr., и при этомъ выдѣлится тепла:

$$300 \times 7182 = 2.154.600 \text{ Cal.}$$

Общее количество образовавшейся теплоты (на 1000 kgr. сырой руды) будетъ:

$$1.005.310 + 2.154.600 = 3.159.910 \text{ Cal.}$$

Часть теплоты, падающая на окислительныя реакціи, въ процентахъ отъ общаго количества теплоты, будетъ:

$$100 \times \frac{1.005.310}{2.154.600} = 46,6\%$$

Отъ сгорания угля получаютъ остальные 53,4%.

4) На 1000 частей сырой руды образуются:

ZnS	22 kgr.
ZnO	734 »
Fe^2O^3	27 »
SiO^2	70 »

Итого . . . 853 kgr. обожжен. руды.

Средняя теплоемкость между 0 и 1000° будетъ:

для ZnS	$22 \times 0,15 =$	3,3
» ZnO	$734 \times 0,153 =$	112,3
» Fe^2O^3	$27 \times 0,344 =$	9,0
» SiO^2	$70 \times 0,26 =$	18,2

Итого 142,8 Cal. на 1°

при 1000° въ продуктахъ будетъ содержаться:

142.800 Cal.

5) Количество сѣры попадающей въ газъ:

S изъ ZnS	$878 \times 32/97 =$	289,7 kgr.
» » FeS	$30 \times 32/88 =$	10,9 »
» » угля	$300 \times 0,01 =$	3,0 »

Итого S . . = 303,6 kgr.

Кислорода для SO^2 303,6 »

Вѣсъ $SO^2 = 607,2$ kgr.

Объемъ SO^2 $607,2/2,88 = 211$ куб. м.

Слѣдовательно, объемъ газовъ будетъ:

$$\frac{211}{0,02} = 10.550 \text{ куб. м.}$$

Объемъ CO^2 въ газахъ:

$$300 \times 0,75/1,98 = 114 \text{ куб. м.}$$

Объемъ паровъ воды

$$300 \times 0,45/0,81 = 167 \text{ куб. м.}$$

Остаточный объемъ для N^2 и избытка воздуха:

$$10.550 - 211 - 114 - 167 = 10.058 \text{ куб. м.}$$

Средняя теплоемкость газовъ между 0 и 300°:

для SO^2	$211 \times 0,45 =$	94,95 Cal.
» CO^2	$114 \times 0,436 =$	49,70 »
» H^2O	$167 \times 0,385 =$	64,30 »
» N^2 и O^2	$10.058 \times 0,311 =$	3128,05 »

Итого . . 3.337,00 Cal. на 1°.

При 300° это дасть:

$$3.337 \times 300 = 1.001.100 \text{ Cal.}$$

б) Балансъ тепла на 1000 kgr. сырой руды:

а) Приходъ тепла = 3.159.910 Cal.

б) Расходъ тепла:

Въ продуктахъ.	142.800 Cal.
» газохъ	1.001.100 »
на излученіе и проч.	2.016.010 »
	<hr/>
Итого	3.159.910 Cal.

7) Часовая производительность печи будетъ:

$$\frac{20.000}{24} = 833,3 \text{ kgr.}$$

Слѣдовательно, соотвѣтствующая потеря отъ излученія и проч. дасть:

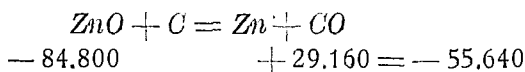
$$\frac{2.016.010 \times 833,3}{1000} = 1.680.000 \text{ Cal.}$$

Возстановленіе окиси цинка.

Такъ какъ металлическій цинкъ кипитъ, при атмосферномъ давленіи, при 930°, а углеродъ начинаетъ оказывать свое возстановительное дѣйствіе лишь съ 1033°, то очевидно къ этому времени *Zn* уже находится въ парообразномъ состояніи. Для быстроты реакціи температура внутри реторты желательна между 1100° и 1300°. Реакція поглощаетъ большое количество тепла, которое должно быть доставлено извнѣ. Въ виду же того, что толщина стѣнокъ ретортъ изъ огнеупорной глины значительна (около 4 см.), то и разность температуръ, наружной и внутренней, значительна.

Термохимія возстановленія.

Реакція возстановленія:



относится къ обыкновеннымъ температурамъ, при чемъ какъ реагирующія тѣла, такъ и продукты въ холодномъ состояніи; на самомъ же дѣлѣ происходитъ вотъ что:

1) ZnO и C подогреваются до 1033° , когда начинается реакція и 2) доставляется потребное количество тепла для химического процесса, происходящего при этой температурѣ.

Въ 1 kgr. ZnO при 1033° содержится тепла:

$$0,1212 (1033) \div 0,0000315 (1033)^2 = 159 \text{ Cal.},$$

а въ молекулярномъ вѣсѣ, т. е. 81 kgr. ZnO :

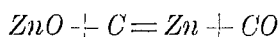
$$12.879 \text{ Cal.}$$

Въ 1 kgr. C при той же температурѣ въ 1033° содержится тепла:

$$0,5 (1033) - 120 = 396 \text{ Cal.}$$

а въ 12 kgr. C 4752 Cal.

Слѣдовательно на подогреваніе до 1033° реагирующихъ тѣлъ, въ реакціи:



потребуется тепла:

$$12.879 \div 4.752 = 17.631 \text{ Cal.}$$

А на 1 тонну ZnO это составитъ:

$$17.631 \times 1000/81 = 217.670 \text{ Cal.}$$

Если руда содержитъ мало Zn , то все же на 1 тонну ея потребуется для подогрева, до температуры начала реакціи почти такое же количество тепла, какъ если бы это было чистое ZnO .

З А Д А Ч А № 31.

Въ овальной ретортѣ, длиною въ 130 см. и имѣющей оси въ 15 и 30 см., при толщинѣ стѣнокъ въ 3 см., погружены 30 kgr. цинковой руды и 12 kgr. возстановителя. Измѣренія температуры газовъ, вокругъ реторты, и матеріаловъ, внутри, дали слѣдующую таблицу:

Температура.	Снаружи.	Внутри.	Разница.
При началѣ . . .	1067°	0°	1067°
черезъ $\frac{1}{2}$ часа . . .	1067	350	717
» 1 часъ . . .	1067	600	467
» $1\frac{1}{2}$ часа . . .	1067	781	286
» 2 » . . .	1100	814	286

Температура.	Снаружи.	Внутри.	Разница.
черезъ 2 ¹ / ₂ часа . .	1100°	869°	231°
» 3 » . .	1110	924	186
» 3 ¹ / ₂ » . .	1155	957	198
» 4 » . .	1166	935	231
» 4 ¹ / ₂ » . .	1138	935	203
» 5 час. . .	1144	946	198
» 5 ¹ / ₂ » . .	1155	946	209
» 6 » . .	1166	979	187
» 6 ¹ / ₂ » . .	1177	1001	176
» 7 » . .	1177	1033	144

Среднюю разность температуръ можно принять въ 319°.

Пусть на подогревъ 1 kgr. руды до 1033° требуется 159 Cal., а возстановителя—396 Cal., требуется опредѣлить среднюю проводимость реторты и матеріала въ единицахъ *C. G. S* (т. е. сколько граммъ-калорій проходить въ 1 сек. черезъ слой въ 1 см. толщины при 1 кв. см. поверхности и при разности температуръ, съ обѣихъ сторонъ, въ 1° C).

Рѣшеніе: За 7 часовъ, потребныхъ на доведеніе температуры матеріаловъ до 1033° снаружи внутрь реторты, всего пройдетъ тепла:

$$159 \times 30 = 4770 \text{ Cal.}$$

$$396 \times 12 = 4752 \text{ »}$$

$$\text{Всего . 9522 Cal.}$$

Это дастъ въ 1 сек. и въ граммъ-калоріяхъ:

$$\frac{1000 \times 9522}{7 \times 60 \times 60} = 378 \text{ gr.-Cal.}$$

Периметръ реторты:

$$\sqrt{30 \times 15} \times 3,14 = 66 \text{ см.}$$

Боковая поверхность:

$$66 \times 130 = 8580 \text{ кв. см.}$$

Черезъ 1 кв. см. въ секунду пройдетъ:

$$378/8580 = 0,044 \text{ gr.-Cal.}$$

На 1° разности температуръ это составитъ:

$$0,044/319 = 0,00014 \text{ gr.-Cl.}$$

А при 1 см. толщины стѣнокъ реторты вмѣсто 3 см. это дастъ:

$$0,00014 \times 3 = 0,00042 \text{ единицъ проводимости.}$$

Для огнеупорной глины проводимость около 0,003.

Это доказываетъ, что матеріалы внутри реторты обладаютъ весьма малою проводимостью.

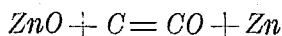
Средняя разность температуръ между наружною и внутреннею стѣнками реторты (при толщинѣ въ 3 см. и проводимости въ 0,003) будетъ:

$$\frac{0,044 \times 3}{0,003} = 44^\circ$$

Слѣдовательно въ самомъ матеріалѣ происходитъ еще паденіе температуры въ:

$$319 - 44 = 275^\circ.$$

Разсмотрѣвши поглощеніе тепла при подогрѣвѣ матеріаловъ въ реакціи



до температуры въ 1033°, когда эта реакція начинается, перейдемъ къ теплотѣ поглощаемой реакціей при этой температурѣ.

Принципы термохиміи высокихъ температуръ изложены въ части I, настоящаго сочиненія и тамъ приведенъ примѣръ вычисленія, для изучаемой нами реакціи, съ разницей лишь въ температурѣ (1300° вмѣсто 1033).

Подобнымъ образомъ вычисляется теплота образованія при 1033°

$$(\text{Zn}, \text{O})_{1033}^\circ = 112.580 \text{ Cal.}$$

$$(\text{C}, \text{O})_{1033}^\circ = 30.091 \text{ »}$$

Для всей реакціи мы, слѣдовательно, будемъ имѣть при 1033°:

$$30.091 - 112.580 = -82.489 \text{ Cal.}$$

При 0°, мы знаемъ, что эта реакція поглощаетъ:

$$29.161 - 84.800 = -55.640 \text{ Cal.}$$

Значеніе высокой температуры, какъ видимъ, громадное и на это нужно обращать вниманіе при расчетахъ.

Для 1 kgr. ZnO мы будемъ имѣть:

$$82.489/81 = 1018 \text{ Cal.}$$

Для 1 kgr. Zn :

$$82.489/65 = 1269 \text{ Cal.}$$

Для 1 тонны Zn это дастъ:

$$1.269.000 \text{ Cal.}$$

З А Д А Ч А № 32.

Реторта предыдущей задачи, послѣ предварительнаго подогрѣва, нагрѣвалась еще въ продолженіе 14 часовъ, во время которыхъ выдѣлилось 18 kgr. Zn . Температура постепенно достигла снаружи 1300° , а средняя разность температуръ была 147° , требуется вычислить среднюю теплопроводимость въ единицахъ С. G. S.

Рѣшеніе:

За 14 часовъ 18 kgr. Zn потребовали:

$$1.269 \times 18 = 22.842 \text{ Cal.}$$

За 1 часъ это составитъ:

$$22.842/14 = 1632 \text{ Cal.}$$

За 1 секунду, въ малыхъ калоріяхъ.

$$1000 \times 1632/3600 = 453 \text{ gr. Cal.}$$

Черезъ 1 кв. см. поверхности реторты прошло въ 1 сек.

$$453/8580 = 0,053 \text{ gr.-Cal.}$$

На 1° разности температуръ это составитъ:

$$0,053/147 = 0,00036 \text{ gr.-Cal.}$$

А для 1 см. толщины стѣнокъ (вмѣсто 3 см.) мы получимъ:

$$0,00036 \times 3 = 0,00108 \text{ единицъ теплопроводимости}$$

эта величина все еще значительно меньше проводимости 0,003 стѣ-

нокъ ретортъ, для этихъ послѣднихъ разность температуръ снаружи и внутри будетъ:

$$\frac{0,053 \times 3}{0,003} = 53^{\circ}.$$

Слѣдовательно, въ реагирующихъ матеріалахъ происходитъ добавочное паденіе температуръ въ:

$$147 - 53 = 94^{\circ}.$$

З А Д А Ч А № 33.

Въ Бельгійской ретортной печи возстанавливалась цинковая руда съ 50% *Zn*, при чемъ къ ней примѣшивали 40% по вѣсу антрацитной мелочи. Выходъ *Zn* получился въ 82%. Расходъ антрацита на отопленіе печи составилъ 2,25 тонны на 1 тонну руды.

Составъ антрацита 90% *C* и 10% зола, теплотворная способность 7500 Cal.

Требуется: 1) Общій расходъ горючаго на 1 тонну полученнаго *Zn*.

2) Коэффициентъ полезнаго дѣйствія печи.

Рѣшеніе.

Zn въ рудѣ на 1000 kgr. полученнаго цинка:

$$1000/0,82 = 1220 \text{ kgr.}$$

Соотвѣтствующій вѣсъ руды:

$$1220/0,50 = 2440 \text{ kgr.}$$

Антрацита погруженнаго съ рудой:

$$2440 \times 0,40 = 976 \text{ kgr.}$$

Антрацита сожженнаго на колосникахъ:

$$2440 \times 2,25 = 5490 \text{ kgr.}$$

Общій расходъ горючаго (на 1000 kgr. *Zn*):

$$5490 + 976 = 6466 \text{ kgr.}$$

2) Теплотворная способность сожженного антрацита:

$$5490 \times 7500 = 41.170.000 \text{ Cal.}$$

На подогревъ руды до температуры начале реакціи требуется:

$$2440 \times 159 = 387.960 \text{ Cal.}$$

На подогревъ угля:

$$10^0/\text{о} \text{ золы} 98 \times 159 = 15.580 \text{ Cal.}$$

$$90^0/\text{о} \text{ C} 878 \times 396 = 347.690 \text{ „}$$

Всего потребно тепла на подогревъ реагирующих матеріаловъ до температуры начала реакціи:

$$. 751.230 \text{ Cal.}$$

Поглощено тепла при выдѣленіи 1000 kgr. Zn:

$$1.269.000 \text{ Cal.}$$

Всего полезно израсходованнаго тепла:

$$2.020.230 \text{ Cal.}$$

Слѣдовательно, тепловой коэффициентъ полезнаго дѣйствія печи въ процентахъ:

$$100 \times 2.020.230 / 41.170.000 = 4,9^0/\text{о}.$$

З А Д А Ч А № 34.

Составъ натурального газа Iola, штата Kansas, слѣдующій: CH_4 —93⁰/о, H_2 —2⁰/о, CO —1⁰/о, C^2H^4 —1⁰/о, N^2 —3⁰/о; этимъ газомъ хотятъ замѣнить антрацитъ, служившій для подогрева реторты предъидущей задачи.

Пусть тепловой коэффициентъ полезнаго дѣйствія печи будетъ 4,9⁰/о и на 1000 kgr. полученнаго цинка требуется 2.000.000 Cal., требуется опредѣлить потребный объемъ газа.

Рѣшеніе: Подсчетъ теплотворной способности 1 куб. м. газа дастъ:

$$\text{CH}_4 0,93 \times 8.623 = 8009 \text{ Cal.}$$

$$\text{H}_2 0,02 \times 29.030 = 581 \text{ „}$$

$$\text{C}^2\text{H}^4 0,01 \times 14.365 = 144 \text{ „}$$

$$\text{CO} 0,01 \times 3.062 = 31 \text{ „}$$

$$\text{Итого, 8765 Cal.}$$

Всего потребуется, по условіямъ заданія:

$$\frac{2.000.000}{0,049 \times 8765} = 4.700 \text{ кв. м. газа.}$$

Электрическое плавление цинковыхъ рудъ.

Въ интересномъ докладѣ, сдѣланномъ Gustave Gin въ American Electrochemical Society (Vol. XII p. 117), рассчитывается расходъ электрической энергіи на плавление нѣкоторыхъ цинковыхъ рудъ, причемъ пары цинка и другіе газы, уходящіе изъ печи, предположены при $t = 1200^\circ$.

Въ нижеприведенныхъ вычисленіяхъ измѣнены лишь нѣкоторыя данныя, на болѣе точныя, по мнѣнію автора.

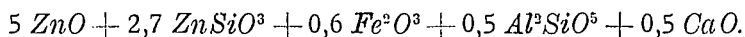
Пусть цинковая руда будетъ «Галмей» слѣдующаго процентнаго состава:

<i>ZnO</i>	40,50%
<i>ZnSiO³</i>	38,07 »
<i>Fe²O³</i>	9,60 »
<i>Al²O³SiO²</i>	8,10 »
<i>CaO</i>	2,80 »

Возьмемъ 1000 kgr. этой руды и раздѣлимъ каждое изъ входящихъ сюда химическихъ соединений на его молекулярный вѣсъ, это дастъ намъ нѣчто въ родѣ химической формулы для руды:

<i>ZnO</i>	=	405/81	=	5	молекулъ
<i>ZnSiO³</i>	=	380,7/141	=	2,7	»
<i>Fe²O³</i>	=	96/160	=	0,6	»
<i>Al²O³, SiO²</i>	=	81/162	=	0,5	»
<i>CaO</i>	=	28/56	=	0,5	»

Формула руды будетъ слѣдовательно:



Допустимъ что 0,6 *Fe²O³* переходитъ въ 1,2 *FeSiO³*, послѣ этого останется еще 1,5 *SiO²* въ силикатѣ цинка, которые желательно ошлаковать въ 1,5 *SiO², CaO* на это недостааетъ еще 1 *CaO* = 56 kgr., каковыя прибавимъ къ рудѣ. Углерода потребуется:

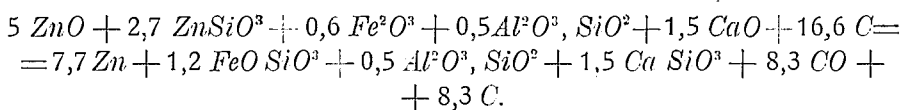
для 5 <i>ZnO</i>	5,0 C
» 2,7 <i>ZnO, SiO²</i>	2,7 C
» 0,6 <i>Fe²O³</i>	0,6 C

Итого . 8,3 C = 100 kgr.

Добавимъ двойное количество C , т. е. $16,6 C = 200 \text{ kgr.}$ —Балансъ матеріаловъ будетъ:

Шихта.	Газы.	Шлакъ.
5 ZnO . . (405)	5 Zn . . (325)	—
2,7 $ZnSiO^3$. (381)	2,7 Zn . . (175)	—
0,6 Fe^2O^3 . . (96)	—	1,2 $FeSiO^3$. . (158)
0,5 Al^2O^3, SiO^2 (81)	—	0,5 Al^2O^3, SiO^2 . (81)
1,5 CaO . . (84)	—	1,5 $CaSiO^3$. . (174)
16,6 C . . . (200)	8,3 CO . . (232)	8,3 C (100)

Этому балансу матеріаловъ соотвѣтствуетъ формула:



Подсчетъ количества теплоты дасть:

На разложениі	$7,7 ZnO = 84.800 \times 7,7 = 652.960 \text{ Cal.}$
» (въ ZnO и SiO^2):	$2,7 ZnSiO^3 = 10.000 \times 2,7 = 27.000$ »
» (въ FeO и O):	$0,6 Fe^2O^3 = 64.200 \times 0,6 = 38.520$ »

Итого поглощено 718.480 Cal.

Выдѣлится при образованіи:

(изъ FeO и SiO^2):	$1,2 FeSiO^3 = 8.900 \times 1,2 = 10.680 \text{ Cal.}$
(изъ CaO и SiO^2):	$1,5 CaSiO^3 = 17.850 \times 1,5 = 26.770$ »
	$8,3 CO = 29.160 \times 8,3 = 222.030$ »

Итого выдѣляется: 259.480 Cal.

Слѣдовательно, реакціи потребуютъ:

$$718.480 - 259.480 = 459.000 \text{ Cal.}$$

Теплота въ продуктахъ:

	$7,7 Zn = 46.640 \times 7,7 = 359.130 \text{ Cal.}$	
	$8,3 CO = 8.945 \times 8,3 = 74.240$ »	
	$8,3 C = 5.760 \times 8,3 = 47.810$ »	
Шлакъ	{	$1,2 FeSiO^3$
		$0,5 Al^2O^3, SiO^2$
		$1,5 Ca SiO^3$
		Всего 413 kgr. = $460 \times 413 = 200.000$ »

Итого 681.180 Cal.

Всего же потребное количество теплоты будетъ:

$$459.000 + 681.180 = 1.140.180 \text{ Cal.}$$

Сюда нужно еще прибавить потери на излученіе и теплопроводность, каковыя можно положить равными $\frac{1}{3}$ отъ теплоты въ продуктахъ (теплота поглощенная реакціей на эти потери не вліяетъ, это не надо упускать изъ виду), т. е. прибавимъ: 227.060 Cal., это дастъ съ предыдущими: 1.140.180 Cal., расходъ тепла въ: 1.367.240 Cal.

Такъ какъ 1 kw.-часъ соотвѣтствуетъ 860 Cal., то потребная на веденіе электрической плавки, данной цинковой руды, электрическая энергія будетъ:

$$1.367.240/860 = 1590 \text{ kw.-часовъ.}$$

М-р F. T. Snyder, изъ «Canada Zinc Company» въ Ванкуверѣ, первый въ Америкѣ примѣнилъ на практикѣ электрическую плавку цинковыхъ рудъ (Патентъ С. Шт. отъ 2 Юля 1907 г.) (см. «Electrochemical and Metallurgical Industry, V, 323, 489»). Онъ плавилъ смѣсь изъ свинцовыхъ и цинковыхъ рудъ. Посредствомъ водяного охлажденія цинкъ получался въ жидкомъ видѣ, а уходящія газы имѣли всего 500°, благодаря этому расходъ электрической энергіи получился всего лишь въ 1050 kw.-часовъ на 1000 kgr. руды.

Пары цинка, кадмія и ртути.

Конденсація цинка изъ парообразнаго состоянія слѣдуетъ тѣмъ же закономъ, что и для всѣхъ газовъ. При всякой температурѣ нѣкоторое количество цинка остается въ парообразномъ состояніи, въ зависимости отъ давленія его паровъ при этой температурѣ. При атмосферномъ давленіи точка кипѣнія цинка соотвѣтствуетъ 930°. Таблица давленія паровъ цинка, при разныхъ температурахъ, можетъ быть составлена (приблизительно) по сравненію съ ртутью, точно также и для кадмія, основываясь на томъ эмпирическомъ законѣ, что отношеніе абсолютныхъ температуръ, при которыхъ два тѣла (напримѣръ *Zn* и *Hg*, или *Cd* и *Hg*) имѣютъ равное давленіе паровъ, есть величина приблизительно постоянная (для каждой пары тѣлъ).

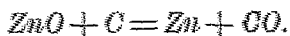
Подобно тому какъ уже были составлены таблицы для паровъ свинца, серебра и золота можно составить и таблицу для паровъ кадмія и цинка по сравненію съ парами ртути. Мы получимъ:

Давленіє вЪ мм. <i>Hg.</i>	Температ. паровЪ <i>Hg.</i>	Для <i>Cd.</i>	Для <i>Zn.</i>
0,0002	0°	183°	248°
0,0005	10	200	267
0,0013	20	216	286
0,0029	30	233	305
0,0063	40	250	324
0,013	50	267	344
0,026	60	283	363
0,050	70	300	382
0,093	80	317	401
0,165	90	333	420
0,285	100	350	439
0,478	110	367	458
0,779	120	383	477
1,24	130	400	496
1,93	140	417	516
2,93	150	433	535
4,38	160	450	554
6,41	170	467	573
9,23	180	483	592
14,84	190	500	611
19,90	200	517	630
26,35	210	533	649
34,70	220	550	668
45,35	230	567	687
58,82	240	584	706
75,75	250	600	726
96,73	260	617	745
123	270	634	764
155	280	650	783
195	290	667	802
242	300	684	821
300	310	700	840
369	320	717	859
451	330	734	878
548	340	750	897
663	350	767	915
760 = 1 атм.	357	780	930
2,1 »	400	851	1012
4,25 »	450	934	1107
8 »	500	1018	1203

13,8 атм.	550	1101	1298
22,3 »	600	1185	1394
34,0 »	650	1268	1489
50 »	700	1352	1585
72 »	750	1435	1680
102 »	800	1519	1776
137,5	850	1602	1871
162	880	1652	1928

ЗАДАЧА № 35.

Пусть происходит восстановление:



Требуется: 1) Определить температуру при которой начинается конденсация цинка.

2) Пропорцию цинка, которая конденсируется на каждый градус падения температуры ниже этой «точки росы».

3) Пропорцию оставшагося не-конденсированного цинка при 600°.

4) Какая разница получится в том случае, если внешнее атмосферное давление будет всего 560 м/м. (например для местности на высоте 1500 м. над уровнем моря).

Решение: 1) Так как пары цинка монокотомичны, то, следовательно, объемы Zn и CO одинаковы и поэтому каждый из этих газов выдерживает половину внешнего атмосферного давления или 380 м/м., чему соответствует для Zn температура в 862°, при которой и начнется конденсация цинка.

2) При этой температурѣ (которую можно уподобить «точкѣ росы») на 19° разности температур приходятся 82 м/м. разности в давлених паровъ. На 1° это дастъ 82/19 м/м. или около 4 м/м., по отношению ко всему давлению в 380 м/м. это составитъ немного больше 1%.

3) При 600°, давлени паровъ цинка $\quad \quad \quad = 11,6$ м/м.,
остающееся давлени CO будетъ . . . $760 - 11,7 = 748,4$ м/м.,
часть не-кондесированного цинка будетъ, в процентахъ (т. к. первоначально объемъ $\text{CO} = \text{Zn}$):

$$100 \times \frac{11,6}{748,4} = 1,5\%$$

4) При внешнемъ атмосферномъ давлении в 560 м/м. вмѣсто 760 м/м., какъ Zn , такъ и CO занимаютъ равный объемъ, при 280 м/м.

давления для каждого, соответствующая температура «точки росы» для Zn будет 835°. На 1° падения температуры пропорция конденсации будет $3/280$ или тоже почти 1%. При 600° останется не-конденсированного цинка:

$$100 \times \frac{11,6}{548,4} = 2,1\%$$

ЗАДАЧА № 36.

Обожженная цинковая руда содержит 70% ZnO и 15% Fe^2O^3 , она восстанавливается избытком углерода в реторте.

Требуется: 1) Объемный состав газов попадающих в конденсатор, предполагая что CO^2 отсутствует.

2) «Точку росы» для цинка, т. е. температура, ниже которой цинк осаждается.

3) Процент цинка, уходящий не-конденсированным, при 600°.

Решение: 1) Количество обожженной руды для 1 кг. восстановленного (полностью) цинка будет:

$$\frac{81}{65 \times 0,70} = 1,78 \text{ kgr.}$$

Кислорода в ZnO : $16/65 = 0,246 \text{ kgr.}$

» » Fe^2O^3 : $1,78 \times 0,15 \times 48/160 = 0,080$ »

Итого . 0,326 kgr. O

Образовавшегося CO : $0,326 \times 28/16 = 0,57 \text{ kgr. CO}$

Объем CO : $0,57/1,26 = 0,45 \text{ куб. м. CO}$

» Zn : $22,22/65 = 0,34 \text{ куб. м. Zn}$

Общий объем = 0,79 куб. м. газов.

Процентный объемный состав газов:

$$CO = 57\%$$

$$Zn = 43\%$$

Итого . . 100%

2) При нормальном атмосферическом давлении, давление паров цинка будет:

$$760 \times 0,43 = 327 \text{ м/м.,}$$

$$\text{а для CO} \quad \quad \quad = 433 \text{ м/м.,}$$

отношение объемов

$$\frac{Zn}{CO} = \frac{327}{433} = 0,75.$$

По таблицѣ, 327 м/м. давленія паровъ Zn , соотвѣтствуетъ 847° или на 83° ниже нормальной точки кипѣнія.

3) При 600° , давленіе паровъ цинка будетъ около 12 м/м., слѣдовательно, на долю CO остается 748 м/м. и относительный объемъ не-конденсированнаго цинка будетъ:

$$\frac{Zn}{CO} = \frac{12}{748} = 0,016.$$

Такъ какъ въ началѣ это отношеніе было 0,75, то, слѣдовательно, остается не-конденсированныхъ, при 600° , паровъ цинка, по отношенію къ общему содержанію Zn :

$$100 \times \frac{0,016}{0,75} = 2,1\%.$$

З А Д А Ч А № 37.

Много было сдѣлано попытокъ восстановить ZnO непрерывнымъ образомъ въ доменной печи и затѣмъ конденсировать Zn изъ газовъ. Въ этомъ случаѣ газы будутъ содержать пары цинка, окись углерода и азотъ воздуха (предполагая, что нѣтъ избытка воздуха). Предположимъ, что газы уходятъ при температурѣ въ 900° .

Требуется: 1) Определить потребное количество углерода для 1000 kgr. восстановленнаго цинка.

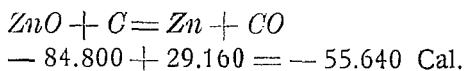
2) Составъ уходящихъ газовъ.

3) При какой температурѣ Zn началъ бы конденсироваться.

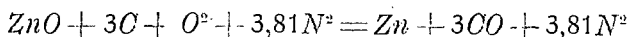
4) Какую часть Zn газы будутъ еще содержать при 600° ?

5) Если бы была возможность получить Zn не въ парообразномъ, а въ жидкомъ состояніи, при температурѣ начала реакціи, т. е. при 1033° , то какому-бы это соотвѣтствовало давленію газовъ внутри доменной печи?

Рѣшеніе: 1) Реакція восстановленія:



этотъ дефицитъ тепла можетъ быть покрытъ съ избыткомъ, если вмѣсто 1C сжигать 3C, что мы и предположимъ, тогда полная реакція, происходящая у фурмъ, будетъ:



на 1000 kgr. восстановленнаго Zn потребуется углерода:

$$1000 \times 36/65 = 554 \text{ kgr. } C$$

2) Объемный составъ газо́въ будетъ:

Паро́въ цинка	= 1	объемъ	=	12,8%
Окси́ углерода	= 3	»	=	38,4 »
Азота	= 3,81	»	=	48,8 »
				Итого . . 100,0%

3) Давленіе паро́въ цинка будетъ:

$$760 \times 0,128 = 97 \text{ м/м.},$$

соотвѣтствующая температура насыщенія, изъ таблицы, опредѣлится въ 745° , ниже этой температуры наступаетъ конденсація паро́въ цинка.

4) Объемъ паро́въ цинка, по отношенію къ не-конденсирующимся газамъ, вначалѣ́ будетъ:

$$\frac{97}{663} = \frac{12,8}{87,2} = 0,147.$$

При 600° мы будемъ имѣть (т. к. давленіе $Zn = 12 \text{ м/м.}$)

$$\frac{12}{748} = 0,016,$$

не-конденсированнаго Zn при 600° останется:

$$100 \times \frac{0,016}{0,147} = 10,9\%.$$

Если бы охлажденіе газо́въ было доведено до 420° (температуры плавленія Zn), чему соотвѣтствовало бы давленіе въ $0,165 \text{ м/м.}$, не-конденсированнаго цинка, въ газамъ, осталось бы только:

$$\frac{100 \times 0,165}{0,147 \times 759,8} = 0,14\%.$$

5) При 1033° давленіе насыщенныхъ паро́въ Zn было бы $2,2 \text{ атм.}$, но пары цинка составляютъ лишь $12,8\%$ всего объема газо́въ (точнѣе: при равномъ объемѣ давленіе Zn будетъ лишь $12,8\%$ общаго давленія газо́въ) общее давленіе газо́въ будетъ слѣдовательно:

$$\frac{2,2 \times 100}{12,8} = 17,2 \text{ атм.}$$

Вотъ какое огромное давленіе должно бы было существовать внутри доменной печи, чтобы цинкъ сохранился въ жидкомъ видѣ́,

при наимизшей температурѣ возстановительной реакціи (1033°). Неудивительно, что всѣ попытки добиться получения жидкаго цинка изъ доменныхъ печей оканчивались полною неудачею.

ЗАДАЧА № 38.

(Металлургія ртути).

Въ среднемъ ртутныя руды содержатъ 2% киновари — HgS , обжигъ производится 10% по вѣсу дровъ, составъ коихъ: Влагн 20%; $C = 32\%$; $H = 5,3\%$; $O = 42,7\%$. Пусть количество воздуха будетъ теоретически достаточно для полнаго сжиганія S и C и предположимъ, что какъ руда, такъ и воздухъ сухіе.

Требуется: 1) Объемный процентный составъ газвъ.

2) Температура при которой начинается конденсація ртути.

3) Какая часть ртути уйдетъ въ не-конденсированномъ видѣ при температурахъ: 100°, 50° и 15°?

Рѣшеніе: 1) На 1000 kgr. руды, содержащей 20 kgr. HgS , должно быть сожжено:

$$20 \times 32/232 = 2,8 \text{ kgr. } S$$

$$100 \times 0,32 = 32,0 \text{ » } C$$

Для этого потребуется кислорода:

$$\text{для } S: \quad \quad \quad 2,8 \text{ kgr.}$$

$$\text{» } C: 32 \times 8/3 = 85,3 \text{ »}$$

$$\text{Всего. . } 88,1 \text{ kgr. } O$$

$$\text{Сопутствующій азотъ } 293,7 \text{ kgr.}$$

$$\text{Вѣсъ теоретич. воздуха } 381,8 \text{ kgr.}$$

Объемный составъ газвъ будетъ:

$$Hg = 17,2/9 = 1,91 \text{ кб. м.} = 0,595\%$$

$$SO^2 = 5,6/2,88 = 1,91 \text{ »} = 0,595 \text{ »}$$

$$H^2O = 68,0/0,81 = 83,95 \text{ »} = 26,15 \text{ »}$$

$$N^2 = 293,7/1,26 = 223,10 \text{ »} = 72,66 \text{ »}$$

$$\text{Итого . . } 321 \text{ кб. м.} = 100\%$$

2) Давленія составныхъ частей газа будутъ:

$$\begin{aligned} Hg &= 760 \times 0,00595 = 4,52 \text{ м/м.} \\ SO^2 &= 760 \times 0,00595 = 4,52 \text{ »} \\ H^2O &= 760 \times 0,2615 = 198,76 \text{ »} \\ N^2 &= 760 \times 0,7266 = 552,20 \text{ »} \\ \hline \text{Итого} & \quad . \quad 760 \text{ м/м.} \end{aligned}$$

Давленію въ 4,52 м/м. насыщенныхъ паровъ ртути соотвѣтствуетъ температура въ 161° , т. е. на 196° ниже нормальной температуры кипѣнія.

3) Вначалѣ отношеніе объема паровъ ртути къ прочимъ газамъ составляетъ:

$$4,52/755,48 = 0,006.$$

При 100° , давленіе не-конденсированныхъ паровъ ртути будетъ 0,285 м/м., а остальныхъ газовъ, слѣдовательно, 759,715 и отношеніе объемовъ будетъ $= 0,000375$, т. к. количество остальныхъ газовъ не измѣнится, то, слѣдовательно, не-конденсированная часть ртутныхъ паровъ, въ процентахъ. будетъ:

$$100 \times 0,000375/0,006 = 6,3\%.$$

При 50° приходится принимать въ соображеніе также и водяные пары, давленіе коихъ будетъ 92 м/м., а ртути 0,013 м/м.

Въ начальной смѣси мы имѣли:

$$\left. \begin{aligned} \text{для } Hg: & \quad 4,52/556,72 = 0,0081 \\ \text{» } H^2O: & \quad 198,76/556,72 = 0,3570 \end{aligned} \right\} \begin{array}{l} \text{отъ объема прочихъ} \\ \text{газовъ.} \end{array}$$

А при 50° будемъ имѣть:

$$\left. \begin{aligned} \text{для } Hg: & \quad 0,013/668 = 0,00002 \\ \text{» } H^2O: & \quad 92/668 = 0,1377 \end{aligned} \right\} \begin{array}{l} \text{отъ объема прочихъ} \\ \text{газовъ.} \end{array}$$

Это дастъ намъ, слѣдовательно, для не-конденсированной части паровъ:

$$\begin{aligned} Hg: & \quad 0,00002/0,0081 = 0,0025 = 0,25\% \\ H^2O & \quad 0,1377/0,3570 = 0,3857 = 38,57 \text{ »} \end{aligned}$$

Теперь повторимъ подсчетъ для температуры въ 15° , когда для воды давленіе насыщающихъ пространство паровъ $= 13$ м/м., а для ртути $= 0,0009$ м/м.

$$\left. \begin{aligned} \text{для } Hg: & \quad 0,0009/747 = 0,0000012 \\ \text{» } H^2O & \quad 13/747 = 0,0174 \end{aligned} \right\} \begin{array}{l} \text{отъ объема прочихъ} \\ \text{газовъ.} \end{array}$$

И слѣдовательно остается не-конденсированными:

$$\begin{array}{l} \text{Hg:} \quad 0,0000012/0,0081 = 0,00015 = 0,015\%, \\ \text{H}^2\text{O:} \quad 0,0174/0,3570 = 0,04874 = 4,874 \text{ \%} \end{array}$$

Металлическіе туманы и пыль.

Вычисленныя выше потери въ видѣ не-конденсированныхъ паровъ ртути или цинка не надо смѣшивать съ потерями въ видѣ металлическаго тумана, механически увлекаемаго газовымъ потокомъ. Эта послѣдняя потеря, главнымъ образомъ, зависитъ отъ скорости газовъ (вѣроятно пропорціональна кубу скорости) и отъ ряда другихъ причинъ, какъ то тренія и состоянія стѣнокъ сосудовъ и проч. Вообще этотъ вопросъ мало изслѣдованъ и пока еще не поддается теоретическимъ подсчетамъ.

Процессъ образованія металлическаго тумана начинается ниже температуры насыщающихъ пространство паровъ и можетъ продолжаться до температуры затвердѣванія, т. е., для цинка, до 420° . Если охлажденіе происходитъ быстро, то мельчайшія расплавленныя частицы металла съ трудомъ соединяются въ капли, а носятся въ видѣ тончайшей пыли (ниже $0,01$ м/м, d), образуя туманъ, могущій затвердѣть подобно инію и быть такимъ образомъ собраннымъ. Для цинка это явленіе хорошо извѣстно и при быстромъ охлажденіи и отстаиваніи, или фильтраціи газовъ, почти весь цинкъ можетъ быть собранъ въ этомъ видѣ.

ГЛАВА V.

Металлургія алюминія.

Мы здѣсь будемъ разсматривать лишь получение Al въ электролитической печи обычнымъ путемъ, оставивъ въ сторонѣ устарѣвшіе способы, а также рафинированіе.

Процессъ Hall'я очень простъ и технически рационаленъ. Al^2O^3 также легко растворяется въ двойной фтористой щелочно-алюминевой соли (криолитѣ), какъ сахаръ въ водѣ, при этомъ наблюдается пониженіе точки плавленія растворителя. При прохожденіи электрическаго тока алюминій выдѣляется на катодѣ, а кислородъ (подъ видомъ CO)—на анода.

Одной изъ лучшихъ установокъ является примѣненіе тигля, обложеннаго внутри углеродомъ, съ расплавленнымъ алюминіемъ на днѣ въ видѣ катода, надъ нимъ растворъ электролита, въ который погруженъ анодъ изъ углерода. Технические детали приведены авторомъ въ его сочиненіи «Алюминій», а проф. Haber опубликовалъ обширныя лабораторныя изслѣдованія процесса въ *Zeitschrift für Electrochemie*.

Результатомъ электролиза является обѣдненіе электролита въ Al^2O^3 и образованіе Al на катодѣ и CO на анодѣ.

На разложеніе (Al^2O^3) требуется 392.600 Cal., а на 1 химическій эквивалентъ ($1/6 Al^2O^3$)—65.430 Cal. при этомъ благодаря образованію CO , часть энергіи возвращается, а именно:

$$\frac{29.160}{2} = 14.580 \text{ Cal.}$$

Такъ что въ дѣйствительности на 1 химическій эквивалентъ Al^2O^3 требуется:

$$65.430 - 14.580 = 50.850 \text{ Cal.}$$

Если операція ведется въ малой печи, относительныя потери отъ излученія и проводимости преобладаютъ надъ полезнымъ расходомъ

тепла и печь приходится подогревать извнѣ. При большихъ размѣрахъ, наоборотъ, можетъ случиться надобность въ искусственномъ охлажденіи.

З А Д А Ч А № 39.

Сосудъ въ которомъ происходитъ электролизъ вѣситъ 30 кгг. и имѣеть среднюю теплоемкость въ 0,5. Расплавленный электролитъ вѣситъ 2 кгг. и имѣеть среднюю теплремкость въ 0,3. Вѣсь смоленной части угольнаго электрода 0,1 кгг. съ теплоемкостью въ 0,5. Опытъ показаль, что, при рабочей температурѣ, потери отъ излученія и теплопроводности достигали 2^0 въ минуту для стѣнокъ сосуда и 10^0 въ минуту для электролита и погруженнаго угольнаго электрода.

Требуется: 1) Опреѣлить количество ваттъ потребныхъ на поддержаніе рабочей температуры.

2) При 10 вольтахъ напряженности тока и $75^0/0$ полезнаго дѣйствія тока, определити силу тока, потребную на поддержаніе рабочей температуры.

Рѣшеніе: 1) Стѣнки сосуда излучаютъ въ 1 минуту:

$$30 \times 0,5 \times 2 = 30 \text{ Cal.}$$

Электролитъ излучаетъ въ 1 мин.

$$2 \times 0,3 \times 10 = 6 \text{ Cal.}$$

Погруженный угольный электродъ излучаетъ въ 1 мин.:

$$0,1 \times 0,5 \times 10 = 0,5 \text{ Cal.}$$

Слѣдовательно, общія потери отъ излученія въ 1 мин. будутъ:

$$30 + 6 + 0,5 = 36,5 \text{ Cal.}$$

Извѣстно, что 1 ваттъ доставляетъ въ 1 секунду (при $100^0/0$ использованія)—0,239 малыхъ Cal., для поддержанія рабочей температуры потребуется, слѣдовательно:

$$\frac{36,5 \times 1000}{0,239 \times 60} = 2545 \text{ ваттъ.}$$

2) Если все количество амперъ пойдетъ на электролизъ, то вольтажъ определится изъ теплотъ образованія:

$$\frac{65.430 - 14.580}{23\ 040} = 2,2 \text{ вольта.}$$

Если лишь 75% тока производить полезную работу, то количество, такимъ образомъ поглощенныхъ, вольтъ будетъ:

$$2,2 \times 0,75 = 1,65 \text{ вольтъ.}$$

Такъ какъ въ дѣйствительности проходить токъ въ 10 вольтъ, то, слѣдовательно, разница въ 8,35 вольтъ поглощается сопротивленіями и, потребное для поддержанія рабочей температуры, количество амперъ будетъ:

$$\frac{2545}{8,35} = 305 \text{ амперъ.}$$

КОНЕЦЪ ТРЕТЬЕЙ И ПОСЛѢДНЕЙ ЧАСТИ.

О приготовленіи огнеупорныхъ кирпичей. въ Бѣжецкомъ Брянскомъ заводѣ горн. инж. А. Д. Мыслина. 31 стр., съ 3 стр. черт. 1907, ц. 70 коп.

Содержаніе: о приготовленіи динасовыхъ обыкновенныхъ, шамотныхъ обыкновенныхъ, шамотныхъ и динасовыхъ фасонныхъ большого размѣра (каменей), о приготовленіи пробокъ и стакановъ для ковшей сталелитейныхъ заводовъ, о приготовленіи хромовыхъ кирпичей и формовочной земли для отливокъ изъ стали.

Производство литого желѣза. (Тигельное, Мартеновское, Бессемеровское) по А. Ледебуру. Перевелъ съ нѣм. горный инж. А. Риппасъ. 2-е русск. изд. VI+161 стр., съ 37 рис. 1898, ц. 1 р. 50 к.

Вагранка. Практическое руководство для постройки и ухода за литейной вагранкой, Эд. Кѣрка. Перев. съ англійск. горн. инж. Хр. Антуновичъ. XII+198 стр., съ 77 рис. 1900, ц. 3 руб.

Производство брикетовъ. Практическое руководство для изученія брикетированія каменноугольной мелочи, инж.-техн. М. К. Вайсбейна. Съ 104 черт., проектами и смѣтами брикетныхъ фабрикъ. 1907, ц. 3 руб., въ переплетѣ 3 руб. 50 коп.

Опредѣленіе золота и серебра въ ихъ рудахъ сухимъ путемъ. Л. Г. Кампредона. Перев. съ французскаго А. А. Нимвицкаго. IV+63 стр., съ 30 рис. 1905, ц. 70 коп.

Практическое руководство къ обработкѣ нефти и ея продуктовъ. Соч. Н. А. Квятковскаго. 2-е изданіе. V+126 стр., съ 3 табл. 1902, ц. 2 р. 50 коп.

Руководство къ рудничному нивелированію и къ съемкѣ рудниковъ градусникомъ и компасомъ. Сост. проф. Г. Тиме. Изд. 2-е, XII+230 стр., съ 92 рис. 1890, ц. 2 р.

Курсъ маркшейдерскаго искусства. Проф. В. И. Баумана. Часть I. Опредѣленіе направленія астрономическаго меридіана и съемка висячими инструментами. VIII+184 стр., съ 89 рис. 1905, ц. 1 р. 80 к. Ч. II. Теодолитная рудничная съемка. Соединительная (оріентирная) съемка. Триангуляція и нивелировка. IV+235 стр., съ 120 рис. 1905, ц. 2 р. 20 к. Ч. III. О погрѣшностяхъ маркшейдерскихъ измѣреній, накопленіи и уравнишеніи погрѣшностей. Задачи, рѣшаемыя по даннымъ съемки. В. I. Теорія ошибокъ и ихъ уравнишеніе. VI+180 стр., съ 11 черт. 1908, ц. 2 р. 50 к.

Горное искусство. Курсъ горно-техническихъ училищъ горнаго инженера Петра Паутова. VII+479 стр. съ 620 рис. въ текстѣ. 1904, цѣна 4 р., въ переплетѣ 4 р. 80 к.

Предлагаемый курсъ горнаго искусства составленъ для горно-техническихъ училищъ и въ примѣненіи къ тѣмъ программамъ, по какимъ въ комиссіяхъ при горныхъ округахъ производятся испытанія на полученіе права производства отвѣтственныхъ работъ на рудникахъ. Изъ курса выдѣленъ отдѣлъ обогащенія полезныхъ ископаемыхъ на томъ основаніи, что для каждой мѣстности Россіи онъ долженъ быть изложенъ въ различномъ объемѣ, соотвѣтственно тѣмъ полезнымъ ископаемымъ, какія преимущественно въ данномъ горно-заводскомъ районѣ разрабатываются.

Горныя работы со взрывчатыми веществами. Дополненіе къ Горному Искусству, курсу горнотехническихъ училищъ горн. инж. Петра Паутова. 235 стр. съ 172 рис. 1907, ц. 2 р. 50 к., въ переплетѣ 3 р.

Провѣтриваніе горныхъ выработокъ проф. Ф. Гейзе и Ф. Гербстъ.
Перев. съ нѣмец. горн. инж. Петра Паутова. VIII+194 стр., съ 122 рис. 1911,
ц. 1 р. 80 к.

Справочная книга по машиностроению для инженеровъ, техникумовъ и студентовъ высшихъ техническихъ учебныхъ заведеній, проф. Фр. Фрейтага. Разрѣшенный переводъ съ нѣмец. подъ редакціей и съ примѣч. проф. Н. А. Быкова. 1114 стр. съ 167 фиг. и 6 табл. 1907, ц. въ переплетѣ 5 руб.

Отдѣлы справочника, трактующіе о машинахъ и ихъ деталяхъ, заключаютъ всѣ новости послѣдняго времени, каковы напр., паровыя турбины, центробѣжныя помпы высокаго давления, автодвигатели и проч. Заслуживаютъ вниманія и многочисленныя примѣры на примѣненіе формулъ и пріемовъ конструирования, а также и подробное описаніе и строительныя чертежи новѣйшихъ механизмовъ и устройствъ; кромѣ того книга богата библиографическими указаніями. Подстрочныя примѣчанія редактора русскаго перевода, переработавшаго кореннымъ образомъ одинъ изъ отдѣловъ книги, содержатъ помимо поправокъ и измѣненій неудачныхъ мѣстъ нѣмецкаго текста еще и много весьма цѣнныхъ дополненій. «Прав. Вѣстникъ» 1906, № 83.

Современное оборудованіе машиностроительныхъ заводовъ и железнодорожныхъ мастерскихъ. На основаніи личнаго осмотра 125 заграничныхъ заводовъ и мастерскихъ. Сост. проф. В. С. Кнаббе. 2-е переработанное и значительно дополненное изданіе. VII + IV + 628 стр. съ 217 политипаж. въ текстѣ и отдѣльнымъ атласомъ изъ 45 табл. 1900, ц. 12 руб.

Передача силы на далекія разстоянія и устройство передаточныхъ механизмовъ и регуляторовъ. Практическое руководство для конструкторовъ, механиковъ, фабрикантовъ и заводчиковъ. Инж. Г. Мейснера. Переводъ со 2-го нѣмец. изданія съ дополн. инж.-техн. Л. А. Боровича. Т. I. II + 439 стр. съ 404 рис. 1900, ц. 7 р. Т. II. III + 459 стр. съ 464 рис. 1905, ц. 7 р.

Детали машинъ. Руководство по расчету и проектированію деталей машинъ для студентовъ и учениковъ техническихъ училищъ. Расчеты съ поясн. примѣрами и конструктивными чертежами М. Н. Берлова, профессора Рижскаго Полит. Инст., Вып. I. Болтовые и клиновые соединенія. Изд. 2-е, вновь просмотрѣнное и значительно добавленное. 55 стр. и 11 табл. чертежей. 1909, ц. 2 р. 40 к. Вып. II. Клепка балокъ и колоннъ. Изд. 2-е. 48 стр. и 10 табл. чертежей. 1909, ц. 2 р. Вып. III. Клепка резервуаровъ и котловъ. Изданіе 2-е. 48 стр. и 20 табл. черт., ц. 3 р. 60 к. Вып. IV. Передаточные механизмы съ непосредственнымъ сопряженіемъ. Изд. 2-е, 164 стр. и 12 табл. 1909, ц. 2 р. 80 к. Вып. V. Винтовая передача. Изд. 2-е, 36 стр. и 7 табл. чертежей. 1910, ц. 3 р. 60 к. Вып. VI. Передачи съ гибкой связью. Изд. 2-е, 111 стр. съ 19 табл. конструкт. черт. 1911, ц. 5 р. Вып. VII. Цапфы, оси, валы и муфты. 131 стр. съ 10 табл. конструкт. черт. 1911, ц. 5 р. Вып. VIII. Подшипники скользящаго тренія; шариковые подшипники; роликовые подшипники. Изд. 2-е, 87² стр. и 18 табл. 1912, ц. 5 р. Вып. IX. Детали подъемныхъ машинъ. 211 стр. и 24 табл. черт. 1909, ц. 8 р.

Подъемные краны, лебедки, шпили, домкраты и т. п. подъемныя приспособленія. Справочная книга для инженеровъ, студентовъ и техникумовъ. Сост. инж.-техн. Л. Э. Ратновскій, преподав. СПб. Политехн. Инст. Т. I. Детали подъемныхъ приспособленій. Вып. I. Канаты и цѣпи. XV + 184 стр. съ 176 фиг. въ текстѣ и 96 фиг. въ 7 табл. атласа. 1910, ц. 4 р. Вып. II. Приспособленія для подвѣшиванія грузовъ къ кранамъ. 176 стр. съ 306 фиг. и 26 табл. съ 205 фиг. 1910, ц. 6 р. Вып. III. Блоки для канатовъ и цѣпей. 78 стр. съ 121 фиг. и 10 табл. съ 121 фиг. 1912, ц. 2 р. 50 к.